

**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN**  
Facultad de Ingeniería  
Departamento de Ingeniería Metalúrgica

**Profesor(es) Patrocinante(s)**  
Lover Echeverry Vargas

**Ingeniero Supervisor**  
Susana Bravo Castillo

# **EVALUACIÓN DE LA RESPUESTA METALURGICA DEL MINERAL LA ESPAÑOLA E INCORPORACIÓN DE SU EFECTO AL MODELO DE RECUPERACIÓN, MINERA CANDELARIA.**

**Diego Martín Venegas Jara**

Informe de Memoria de Título  
para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Octubre, 2025

## Resumen

Este informe evalúa la respuesta metalúrgica del mineral La Española y su impacto en el modelo de recuperación de Minera Candelaria. Se ejecutó una campaña geometalúrgica con 18 compósitos representativos: 7 de Candelaria, 6 de La Española y 5 mezclas. Se realizaron caracterización química y mineralógica, pruebas de conminución (BWi, RWi, SPI, SMC y Ai), flotación rougher por cinética y test de ciclo abierto, además de evaluación reológica.

La Española se caracteriza por una mayor generación de finos y una mineralogía más compleja. La calcopirita presentó menor participación respecto a evaluaciones previas, mientras que la calcosina surge como nuevo portador de cobre. En conminución, el mineral resulta más exigente de lo esperado: con BWi 13,86 kWh/t, SPI 118,8 min, Acb 31,4 y Ai 0.16. Estos valores, cercanos a los de Candelaria, implican mayor demanda energética y desgaste de medios y revestimiento de lo esperado. En flotación rougher, la cinética de La Española es más lenta y converge a 78-86% de recuperación, mientras Candelaria supera 90% en pocos minutos. Las mezclas muestran respuesta intermedia, manteniendo sobre 90% con hasta 10% de La Española en alimentación. El test de ciclo abierto indica una eficiencia de limpieza cercana a 98% con presencia de este mineral. En reología, La Española presenta un yield stress promedio de 2,82 Pa y una viscosidad de 0,011 Pa·s a 55 %S, superiores a los de Candelaria (0,68 Pa y 0,009 Pa·s), con un incremento mercado sobre ese nivel. En conjunto, los resultados evidenciaron mayor exigencias energéticas y operacionales en molienda, flotación y manejo de pulpas.

Comparando con una previa campaña en 2018, en 2024 se observaron leyes y recuperaciones menores, atribuibles al control geológico y protocolo. Las muestras 2024 representan los primeros años de alimentación y provienen de zonas someras y meteorizadas, mientras que en 2018 se usaron condiciones no estándar, por lo que se priorizó los resultados 2024 para la estimación del efecto en el modelo.

La caracterización 2024 evidenció un mineral mas duro, abrasivo y con menor liberación de sulfuros flotables, junto a una mayor ganga férrica y menor cobre libre. Estas condiciones explican las recuperaciones rougher de 76-86%, inferiores a las históricas de Candelaria. El modelo de recuperación ajustado por regresión multivariantes e incorporando el efecto La Española alcanzó un MAPE (Error porcentual absoluto medio) de 3,9%, adecuado para análisis y tendencias, aunque aún limitado para control operacional. Se recomienda ampliar la base de datos con muestras más profundas, validar el modelo con datos planta, ajustar colectores con foco en Cu soluble y selectividad frente a ganga férrica, y definir lineamientos de mezcla que mantengan recuperación objetivo sin comprometer molienda ni transporte de pulpas.

## Abstract

This report evaluates the metallurgical response of ore from La Española and its impact on Minera Candelaria's recovery model. A geometallurgical campaign was carried out with 18 representative composites: 7 from Candelaria, 6 from La Española, and 5 blends. Chemical and mineralogical characterization, comminution tests (BWi, RWi, SPI, SMC and Ai), rougher flotation kinetics and open-cycle tests, as well as rheological evaluations were conducted.

La Española is characterized by higher fines generation and a more complex mineralogy. Chalcopyrite showed lower participation compared to previous evaluations, while chalcocite emerges as a new significant copper carrier. In comminution, the ore proved more demanding than expected, with a BWi of 13.86 kWh/t, SPI of 118.8 min, Axb of 31.4, and Ai of 0.16. These values, closer to those of Candelaria, imply higher energy demand and greater wear on grinding media and liners. In rougher flotation, La Española exhibits slower kinetics, converging to 78–86% recovery, while Candelaria exceeds 90% within a few minutes. Blends show intermediate responses, maintaining recoveries above 90% with up to 10% La Española in the feed. The open-cycle test indicates a cleaning efficiency near 98% in the presence of this ore. In rheology, La Española shows an average yield stress of 2.82 Pa and a viscosity of 0.011 Pa·s at 55% solids, higher than Candelaria's (0.68 Pa and 0.009 Pa·s), with a sharp increase above this level. Overall, the results revealed greater energy and operational demands in grinding, flotation, and pulp handling.

Compared with a previous 2018 campaign, the 2024 tests showed lower grades and recoveries, attributed to geological control and protocol differences. The 2024 samples represent the first years of processing and come from shallow, weathered zones, while 2018 tests used non-standard laboratory conditions; therefore, only 2024 results were considered for the model evaluation.

The 2024 characterization revealed a harder, more abrasive ore with lower liberation of floatable sulfides, increased iron-rich gangue, and less free copper. These conditions explain the lower rougher recoveries (76–86%) compared to Candelaria's historical values. The recovery model, adjusted through multivariable regression and incorporating the La Española effect, achieved a Mean Absolute Percentage Error (MAPE) of 3.9%, suitable for analysis and trend evaluation though still limited for operational control. It is recommended to expand the dataset with deeper samples, validate the model with plant data, adjust collector strategies focusing on soluble Cu and selectivity against iron gangue, and define blending guidelines to maintain target recovery without compromising grinding or pulp transport.

## Índice

1.	Capítulo I. Introducción .....	1
1.1	Introducción .....	1
1.2	Objetivos.....	2
2.	Capítulo II. Antecedentes Teóricos.....	2
2.1	Geometalurgia .....	2
2.2	Modelos Matemáticos en Minería .....	3
2.3	Modelos de Recuperación .....	3
2.4	Teoría de la Molienda.....	4
2.4.1	Mecanismos de fractura .....	4
2.4.2	Factores que afectan la eficiencia .....	5
2.4.3	Energía en la Molienda .....	5
2.5	Test de Bond en molino de bolas (BWi) .....	7
2.6	Test de Bond en molino de Barra (RWi).....	8
2.7	Test SMC .....	9
2.8	Test SPI .....	10
2.9	Test Abrasión (Ai).....	10
2.10	Flotación .....	11
2.10.1	Parámetros críticos .....	11
2.10.2	Cinética de Flotación.....	12
2.10.3	Recuperación y Ley de concentrado .....	13
3.	Antecedentes de Planta.....	14
3.1	Geología y Mineralización.....	14
3.2	Proyecto La Española.....	14
3.3	Unidades geológicas.....	14
3.4	Fases de extracción mina Candelaria. ....	16
4.	Capítulo III. Desarrollo experimental .....	16

4.1	Plan de Trabajo Campaña Geometalúrgica.....	19
4.1.1	Preparación mecánica de muestras .....	19
4.1.2	Caracterización de cabeza .....	19
4.1.3	Pruebas de Molienda .....	21
4.1.4	Pruebas de Flotación .....	22
4.1.5	Programa TCA .....	22
4.1.6	Separación sólido-líquido .....	23
4.2	Modelo de Recuperación actual Minera Candelaria.....	24
4.3	Variables Modelo de Recuperación CCMC.....	25
4.3.1	Throughput.....	25
4.3.2	Composición de Roca UG.....	25
4.3.3	Zn en Alimentación.....	26
4.3.4	Stock de Largo Plazo.....	29
4.3.5	Ley de Alimentación de Cu.....	30
4.4	Estimación de Recuperación Modelo CCMC.....	30
5.	Capítulo IV. Resultados y Discusiones.....	32
5.1	Conciliación Modelo de Recuperación CCMC.....	32
5.2	Caracterización de Cabeza.....	33
5.2.1	Análisis químico de cabeza.....	33
5.2.2	DRX arcillas.....	35
5.2.3	Determinación de Gravedad Específica.....	37
5.2.4	David Tube Test (DTT).....	37
5.2.5	pH Natural.....	38
5.2.6	TIMA PMA.....	38
5.3	Pruebas de Molienda.....	39
5.3.1	Test Bond Bolas (BWi).....	39
5.3.2	Test Bond Barras (RWi).....	40
5.3.3	Test SPI.....	41

5.3.4	Test SMC. ....	41
5.3.5	Test de Abrasión (Ai). ....	42
5.3.6	Síntesis de conminución y lineamientos operacionales. ....	43
5.4	Pruebas de Flotación. ....	43
5.4.1	Cinética de Molienda. ....	43
5.4.2	Cinética de Flotación. ....	44
5.4.3	Test de Ciclo Abierto (TCA). ....	45
5.5	Reología de pulpas. ....	46
5.6	Campaña geometalúrgica 2018. ....	47
5.7	Implementación “efecto La Española” al modelo de recuperación. ....	51
6.	Capítulo V. Conclusiones y Recomendaciones. ....	55
7.	Capítulo VI. Bibliografía ....	56

## Índice de Figuras

Figura 1.	Proporción de alimentación planta según LOM 2024. ....	1
Figura 2.	Posición geográfica de unidades geológicas Candelaria. ....	15
Figura 3.	Fases de extracción mina Candelaria. ....	16
Figura 4.	Esquema general de ensayos por compósito. ....	24
Figura 5.	Inputs metalúrgicos del modelo de recuperación CCMC. ....	24
Figura 6.	Relación entre Factor Zn y Ley de Zn. ....	27
Figura 7.	Conciliación Modelo de Recuperación CCMC. ....	32
Figura 8.	Análisis de sensibilidad Modelo de Recuperación. ....	33
Figura 9.	Resultados análisis químico de cabezas. ....	34
Figura 10.	Distribución Fe, Co y S en cabeza. ....	35
Figura 11.	Difractograma representativo compósitos La Española. ....	36
Figura 12.	Difractograma representativo compósitos Candelaria. ....	36
Figura 13.	Difractograma representativo compósitos Blending. ....	36

Figura 14. Resultados pruebas DTT.....	37
Figura 15. Resultados mineralogía modal resumida. ....	38
Figura 16. TESCAN TIMA asociaciones de sulfuros. ....	39
Figura 17. Resultados pruebas Bond en molino de bolas (BWi). ....	40
Figura 18. Resultados pruebas Bond en molino de barras (RWi).....	41
Figura 19. Resultados prueba SPI. ....	41
Figura 20. Resultados parámetros DWi y Axb test SMC. ....	42
Figura 21. Resultados del Índice de Abrasión (Ai).....	43
Figura 22. Resultados de pruebas cinéticas de molienda: (a) curva de molienda y (b) desviación entre compósitos por procedencia.....	44
Figura 23. Resultados de cinética de flotación. ....	45
Figura 24. Recuperaciones rougher TCA vs Cinética.....	46
Figura 25. Resultados de Yield Stress y Viscosidad.....	47
Figura 26. Ley de Cu en alimentación por procedencia. ....	47
Figura 27. Principales portadores de Cu por procedencia.....	48
Figura 28. Resultados pruebas de molienda campaña 2018 vs 2024. ....	49
Figura 29. Comparación resultados flotación rougher campaña 2018 vs 2024. ....	49
Figura 30. Comparación liberación y asociación de sulfuros de Cu campaña 2018 vs 2024. ....	49
Figura 31. Distribución modal concentrado rougher campaña 2024.....	50
Figura 32. Ubicación espacial muestras La Española campaña 2018 y 2024.....	50
Figura 33. Tendencia Recuperación vs Razón de solubilidad. ....	51
Figura 34. Recuperación Modelo vs Pruebas de laboratorio. ....	54

**Índice de Tablas**

Tabla 1. Clasificación de dureza por unidad geológica.....	15
Tabla 2. Clasificación unidades geológicas mineral La Española.....	16
Tabla 3. Programa de muestreo destinado a pruebas metalúrgicas.....	18
Tabla 4. Error Modelo de Recuperación CCMC. ....	33
Tabla 5. Determinación gravedad específica.....	37
Tabla 6. Resultados pruebas de pH natural .....	38
Tabla 7. Condiciones pruebas de flotación campaña 2018 vs 2024.....	51
Tabla 8. Error modelo de recuperación con efecto La Española. ....	54

## Nomenclatura

- **$P_{80}, F_{80}$**  [ $\mu\text{m}$ ] = 80% tamaño pasante de producto y alimentación
- **BW<sub>i</sub>** [kWh/t] = Índice de trabajo Bond en bolas
- **RW<sub>i</sub>** [kWh/t] = Índice de trabajo Bond en barras
- **SPI** [min] = SAG Power Index
- **A<sub>xb</sub>** [adim] = Parámetro de resistencia a impacto SMC
- **DW<sub>i</sub>** [kWh/t] = Parámetro de energía específica SMC
- **A<sub>i</sub>** [g] = Índice de abrasión
- **TIMA PMA** = Análisis mineralógico automatizado por partículas
- **FRX** = Fluorescencia de rayos X
- **DRX** = Difracción de rayos X
- **TCA** = Test de ciclo abierto
- **UG** = Unidad geológica
- **LOM** = Plan de mina de largo plazo “Life of Mine”
- **pH** = Potencial de hidrógeno
- **tph** [t/h] = Tonelaje tratado
- **%S** [%] = Porcentaje de sólidos en peso de la pulpa
- **$\rho$**  [g/cm<sup>3</sup>] = Densidad aparente
- **$\mu$**  [Pa·s] = Viscosidad
- **$\tau_y$**  [Pa] = Yield stress
- **R** [%] = Recuperación estimada
- **R<sub>Ref</sub>** [%] = Recuperación referencial
- **R<sub>∞</sub>** [%] = Recuperación máxima teórica

- $t$  [%] = Ley de relave
- $t_{Base}$  [%] = Ley de relave base
- $t_{UG}$  [%] = Ley de relave ponderada por clasificación de unidad geológica
- $t_{fCu}$  [%] = Ley de relave con impacto de ley de Cu en alimentación
- $t_{esp}$  [%] = Ley de relave con impacto de La Española en alimentación
- $f_{Cu}$  [%] = Ley de Cu en alimentación
- $f_{Zn}$  [%] = Ley de Zn en alimentación
- $f_{Cu,max}$  [%] = Ley de Cu en alimentación máxima previa a pérdidas en relave
- $FK$  [adim] = Factor K
- $FK_{min}$  [adim] = Valor mínimo de Factor K
- $RS$  [%] = Razón de solubilidad del mineral La Española
- $\%Esp$  [%] = Porcentaje de mineral La Española en alimentación
- $C_{Referencial}$  [%] = Ley de concentrado referencial
- $Ret100\#$  [%] = Retenido en malla 100
- $\Delta R_{Zn}$  [%] = Variación en la recuperación por efecto de Zn en alimentación
- $\Delta t_{\Delta R_{Zn}}$  [%] = Variación en la ley de relave por efecto de Zn en alimentación
- $\Delta R_{FK}$  [%] = Variación en la recuperación por impacto de Factor K
- $\Delta t_{\Delta R_{FK}}$  [%] = Variación en la ley de relave por impacto de Factor K
- $\Delta t_{\Delta Resp}$  [%] = Variación de la ley de relave por impacto de La Española en alimentación

## 1. Capítulo I. Introducción

### 1.1 Introducción

Minera Candelaria comprende dos minas, rajo abierto y subterránea, que proveen mineral a una planta concentradora in situ, la cual tiene una capacidad de procesamiento de 75.000 toneladas por día. El proyecto “La Española” es un reciente descubrimiento de exploración definido como un área de recursos minerales susceptible de explotar mediante rajo abierto. Según plan minero “Life of Mine” (LOM) realizado en base a data de Geología, Mina, Mantenimiento, Operación y Metalurgia, Candelaria comenzará a procesar mineral proveniente de La Española a partir del año 2026 en las proporciones que se ilustran en la Figura 1, la cual muestra las proporciones de alimentación de cada procedencia que alimenta a la planta para cada año considerado en el plan.

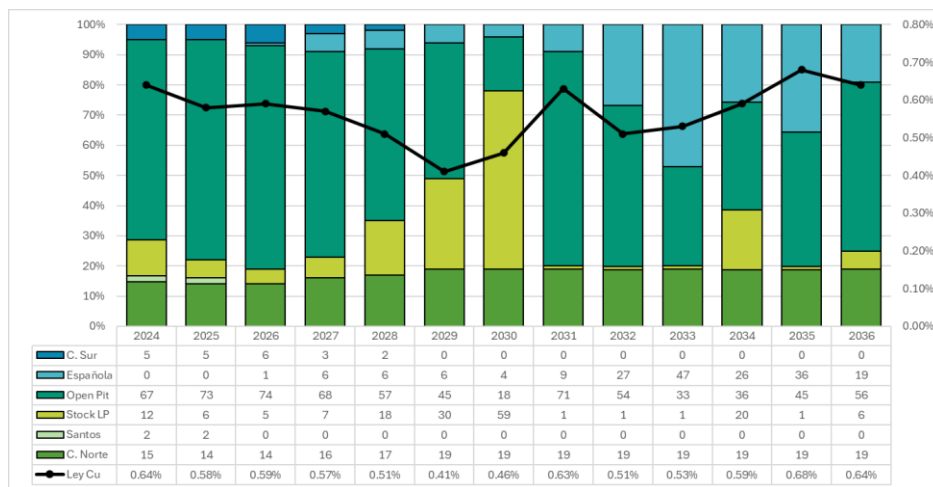


Figura 1. Proporción de alimentación planta según LOM 2024.

La incertidumbre del comportamiento metalúrgico que presente el mineral de La Española una vez se incorpore a la alimentación en planta crea la necesidad de evaluar su efecto en el proceso. Mediante una campaña geometalúrgica se realizaron pruebas de caracterización, molienda, y flotación, y pruebas de sedimentación a 7 compósitos formados con mineral de Candelaria, 6 compósitos de mineral La Española, además de 5 compósitos blending formados a partir de años representativos de acuerdo con las proporciones ilustradas en la Figura 1. Como parte del plan de trabajo, también se desarrolló un programa de ciclo abierto, consistente en ensayos de flotación sin recirculación de corrientes, diseñado específicamente para evaluar las pérdidas de recuperación asociadas a las etapas de limpieza. La mineralización de La Española, a diferencia del depósito Candelaria, presenta zonas de mineral oxidado y zonas mixtas, además de presentar una ley menor al mineral actualmente procesado. Por este motivo, se espera evaluar el impacto que genere la adición del mineral a la alimentación e implementarlo como input al modelo de recuperación para efectos de estimaciones futuras.

## 1.2 Objetivos

### Objetivo General.

- Evaluación de la respuesta metalúrgica del mineral proveniente de La Española e incorporación de su efecto en el modelo de recuperación de Compañía Contractual Minera Candelaria (CCMC).

### Objetivos Específicos.

- Análisis de pruebas metalúrgicas y su correlación con data histórica.
- Conciliación, análisis de confiabilidad y ajuste del modelo de recuperación CCMC.
- Implementación del efecto en el procesamiento del mineral La Española al modelo de recuperación.

## 2. Capítulo II. Antecedentes Teóricos

### 2.1 Geometalurgia

Es una disciplina interdisciplinaria que integra geología, minería, ingeniería geotécnica, metalurgia y economía mineral, con el objetivo de maximizar el valor económico de un proyecto minero, reducir riesgos y mejorar la resiliencia operativa [1]. Este enfoque combina información geológica, minera y metalúrgica para crear modelos predictivos espaciales que permiten anticipar el comportamiento del mineral en planta, ajustar estrategias operativas y optimizar la planificación y el procesamiento [2].

Componentes clave de la geometalurgia:

- **Caracterización mineralógica y textural:** identificación detallada de la composición mineralógica y de las texturas del mineral, esenciales para entender su comportamiento durante el proceso.
- **Propiedades del material:** atributos físicos y químicos como la dureza, densidad y composición, que influyen en la respuesta del mineral a operaciones como la conminución o la flotación.
- **Parámetros metalúrgicos:** datos de pruebas metalúrgicas que indican cómo responde el mineral a procesos de beneficio como la flotación, la lixiviación o la concentración gravimétrica.

- **Distribución espacial:** modelado tridimensional de la variabilidad geológica y metalúrgica dentro del yacimiento, permitiendo la definición de dominios geometalúrgicos que apoyan decisiones tácticas y estratégicas en planificación minera.

La geometalurgia es particularmente relevante en depósitos con alta complejidad y variabilidad mineralógica, donde una caracterización detallada permite optimizar la secuencia de extracción y diseño del proceso. Considerando factores como tasas de producción, costos y estabilidad operativa. La implementación de modelos predictivos también permite anticipar y gestionar eventos disruptivos, como la variabilidad en la dureza del mineral, que permite afectar directamente a la eficiencia del procesamiento [2].

## 2.2 Modelos Matemáticos en Minería

Son herramientas fundamentales para predecir, simular y optimizar procesos metalúrgicos. Permiten representar fenómenos complejos como la fragmentación del mineral en conminución, la separación de fases en flotación, y la relación entre parámetros operativos y variables como recuperación o ley de concentrado. Al integrar datos históricos, mineralógicos y operativos, estos modelos apoyan la toma de decisiones para mejorar la eficiencia y reducir costos [3]. En conminución, permiten simular la respuesta del mineral según su dureza y distribución de tamaños, optimizando el rendimiento del chancado y la molienda [3,4]. En flotación, modelan la cinética del proceso en función de reactivos, pH y tiempo de residencia, facilitando ajustes operacionales para maximizar recuperación y selectividad [5]. También se aplican en otros procesos como lixiviación o sedimentación, integrando datos experimentales para mejorar el desempeño general [4].

## 2.3 Modelos de Recuperación

Los modelos de recuperación son herramientas fundamentales en la ingeniería metalúrgica, diseñadas para estimar la proporción del metal valioso que puede ser recuperado durante el procesamiento del mineral. Estos modelos consideran variables como la mineralogía, las características texturales, la composición química y las condiciones operativas de la planta. Su principal objetivo es predecir cómo un mineral responderá en cada etapa del proceso metalúrgico, desde la conminución hasta la concentración, asegurando que las operaciones se ajusten a la calidad del mineral alimentado [1,2].

Estos modelos se clasifican habitualmente en tres niveles:

- a. **Empíricos:** Basados en datos históricos, se desarrollan a partir de regresiones estadísticas que correlacionan parámetros del proceso con la recuperación observada.

Son fáciles de implementar y útiles en operaciones con estabilidad histórica, pero su capacidad predictiva se ve limitada cuando enfrentan minerales con características fuera del rango modelado [4,6].

Un modelo empírico común en flotación correlaciona la ley de cobre en la alimentación con la recuperación global usando una regresión lineal o polinomial. Estos modelos se ajustan bien a operaciones en régimen estable, pero pueden subestimar o sobrestimar resultados si las condiciones cambian drásticamente.

- b. **Mecanísticos:** Representan principios físicos y químicos fundamentales, como balances de masa, transferencia de energía, cinética de reacción y transporte de partículas. Este enfoque permite simular el comportamiento del sistema con mayor generalización y robustez, aunque requiere caracterización detallada y mayor capacidad computacional [2,5].

Un modelo de flotación mecanístico puede considerar el tamaño de partícula, la velocidad de burbujas, la cinética de adsorción de colectores y el tiempo de residencia en la celda. Estos modelos se usan, por ejemplo, en simuladores como USIM PAC, MODSIM o JKSimFloat.

- c. **Híbridos:** Combinan lo mejor de los modelos empíricos y mecanísticos. Utilizan modelos físicos de base, pero ajustan o calibran sus parámetros con datos empíricos del proceso, lo que mejora su capacidad de adaptación y precisión en ambientes variables [6].

En la estimación de recuperación de cobre para un plan de producción, se puede usar un modelo cinético básico de flotación cuya constante de velocidad se ajuste dinámicamente usando regresiones sobre datos planta. Esto permite que el modelo sea flexible y funcional tanto a nivel de planificación como de control operacional.

## 2.4 Teoría de la Molienda

La molienda reduce el tamaño de las partículas minerales, liberando los minerales valiosos de la ganga y preparando el material para etapas posteriores como la flotación. Es una de las operaciones más demandantes en términos energéticos dentro de una planta concentradora [7,8]. La eficiencia de este proceso depende de cómo se utiliza la energía aplicada para generar fractura útil frente a las pérdidas por calor, desgaste y ruido.

### 2.4.1 Mecanismos de fractura

Cada mecanismo de fractura determina cómo se aprovecha la energía aplicada:

- **Compresión:** la fractura ocurre bajo presión en trituradoras de mandíbula o rodillos. Tiene buena eficiencia en minerales frágiles, pero en minerales dúctiles parte de la energía se disipa en deformación sin producir fractura efectiva [9].
- **Impacto:** predominante en molinos de bolas y SAG. Fractura bruscamente las partículas, pero también genera una amplia gama de tamaños, incluyendo finos que pueden reducir la eficiencia si se producen en exceso [9].
- **Abrasión:** desgasta partículas por contacto constante. Contribuye poco a la molienda gruesa y consumen gran cantidad de energía en desgaste y calor, con baja eficiencia práctica [10].
- **Cizalladura:** ocurre en molinos de alta carga y velocidad media, cortando las partículas. Su eficiencia depende de la alineación de fuerzas y puede ser útil para fracturas controladas [10].

#### 2.4.2 Factores que afectan la eficiencia

- **Dureza del mineral:** minerales duros requieren más energía de entrada para romperlos. Si no se ajustan los parámetros, el consumo puede incrementarse drásticamente [3].
- **Granulometría:** afecta el número y efectividad de las colisiones, granulometrías muy bajas reducen choques efectivos y aumentan pérdidas [4].
- **Carga y tamaño de medios:** impactan la energía de colisión y abrasión. Demasiados medios reducen movilidad y eficiencia, muy pocos generan baja frecuencia de fractura [4].
- **Velocidad del molino:** determina la trayectoria de los medios. Velocidades bajas dan impactos débiles, y velocidades altas pueden inducir centrifugación y pérdida de fractura útil [7,8].

#### 2.4.3 Energía en la Molienda

La molienda es uno de los procesos más intensivos en consumo energético dentro de una planta concentradora. Para relacionar, en forma práctica, la energía específica con la magnitud de la reducción de tamaño, históricamente se han utilizado tres leyes empíricas que acotan el comportamiento del proceso en distintos rangos de tamaño: Rittinger (dominio de finos), Kick

(dominio de gruesos) y Bond (rango intermedio). En conjunto, estas leyes entregan un marco útil para el dimensionamiento preliminar, la comparación de escenarios y la verificación de consistencia entre ensayos y operación [11]. A continuación, se resumen sus supuestos, ecuaciones y ámbitos de aplicabilidad.

#### a. Ley de Rittinger

Postula que la energía requerida es proporcional al incremento de área superficial generada durante la molienda, por lo que es aplicable principalmente a partículas finas, donde la generación de nueva superficie es significativa, tal como se indica en la Ecuación (1).

$$E = k_R \left( \frac{1}{D_2} - \frac{1}{D_1} \right) \quad (1)$$

Donde:

- E = Energía específica requerida para la reducción de tamaño (kWh/t).
- $k_R$  = Constante de Rittinger, dependiente del material.
- $D_1$  = Tamaño promedio inicial de partícula ( $\mu\text{m}$  o mm).
- $D_2$  = Tamaño promedio final de partícula ( $\mu\text{m}$  o mm).

Rittinger considera que toda la energía se consume en crear nueva superficie, lo cual tiende a sobreestimar el consumo en etapas de trituración gruesa, pero es útil en molienda ultrafina [11].

#### b. Ley de Kick

Propone que la energía es proporcional al logaritmo de la relación entre los tamaños inicial y final, como se indica en la Ecuación (2). Este enfoque es adecuado para trituración gruesa, donde la superficie generada es menos relevante.

$$E = k_K \ln \left( \frac{D_1}{D_2} \right) \quad (2)$$

Donde:

- E = Energía específica requerida (kWh/t).
- $k_K$  = Constante de Kick dependiente del material.
- $D_1$  = Tamaño promedio inicial de partícula ( $\mu\text{m}$  o mm).
- $D_2$  = Tamaño promedio final de partícula ( $\mu\text{m}$  o mm).

Kick asume que la energía por unidad de masa es constante para la misma proporción de reducción, pero no toma en cuenta la generación de finos, lo que limita su precisión en molienda media y fina [11].

### c. Ley de Bond

Bond desarrolló una expresión empírica intermedia entre Kick y Rittinger, basada en observaciones experimentales y especialmente útil en rangos intermedios de molienda ( $\approx 100 \mu\text{m}$  a  $1 \text{ mm}$ ) [9,11]. Esta expresión es ampliamente utilizada en el diseño de plantas industriales, como se muestra en la Ecuación (3) [9].

$$E = W_i \left( \frac{1}{\sqrt{D_2}} - \frac{1}{\sqrt{D_1}} \right) \quad (3)$$

Donde:

- E = Energía específica requerida (kWh/t).
- $W_i$  = Índice de trabajo de Bond (kWh/t).
- $D_1$  = Tamaño promedio inicial de partícula ( $\mu\text{m}$  o mm).
- $D_2$  = Tamaño promedio final de partícula ( $\mu\text{m}$  o mm).

El índice  $W_i$  es una propiedad del mineral que se determina mediante ensayos de Bond en circuito cerrado, a partir de  $F_{80}$ ,  $P_{80}$ , la malla de corte  $P_1$  y los gramos netos por revolución ( $G_{bp}$ ), según el procedimiento estandarizado [7,10].

Bond representa un compromiso entre precisión y aplicabilidad, aunque puede subestimar el consumo en molienda ultrafina o sobredimensionar en molienda muy gruesa [9-11].

#### 2.5 Test de Bond en molino de bolas (BWi)

El test de Bond en un molino de bolas (BWi) es un método reconocido internacionalmente para caracterizar la resistencia de los minerales a la conminución. El resultado, el Índice de trabajo de Bond ( $W_i$ ), permite estimar con precisión la energía neta requerida para reducir un mineral desde un tamaño de alimentación ( $F_{80}$ ) hasta un tamaño de producto ( $P_{80}$ ) en un molino de bolas, según la Ecuación de Bond (4):

$$W = W_i \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (4)$$

Donde:

- W = Consumo neto de energía (kWh/t)
- $W_i$  = Índice de trabajo Bond (kWh/t).
- $P_{80}$  = El 80% del tamaño aceptado del producto ( $\mu\text{m}$ ).
- $F_{80}$  = El 80% del tamaño aceptado de alimentación ( $\mu\text{m}$ ).

El ensayo se realiza en un molino de bolas de laboratorio de 305 mm de diámetro, operando en circuito cerrado seco con una malla de corte seleccionada según el P80 objetivo y una carga circulante del 250%. Después de varias iteraciones, se alcanza un estado estable donde la cantidad de material nuevo molido por ciclo se estabiliza, lo que permite calcular con precisión el  $W_i$  del mineral a partir de los parámetros del ensayo mediante la Ecuación (5) [7-8,10].

$$BWi = \frac{44.5}{P_1^{0.23} * G_{bp}^{0.82} * \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (5)$$

Donde:

- $W_i$  = Índice de trabajo Bond para molino de bolas (kWh/t).
- $P_1$  = Malla de cierre del ensayo ( $\mu\text{m}$ ).
- $G_{bp}$  = Gramos netos por revolución (g/rev).
- $P_{80}$  = El 80% del tamaño aceptado del producto ( $\mu\text{m}$ ).
- $F_{80}$  = El 80% del tamaño aceptado de alimentación ( $\mu\text{m}$ ).

## 2.6 Test de Bond en molino de Barra (RWi)

Determina el índice de trabajo en un molino de barras, representa la energía requerida para reducir un mineral desde un tamaño grueso hasta fracción intermedia, típicamente en el rango de 12.7 mm a ~1 mm. Este índice es aplicable en el diseño de molinos de barras, así como en molinos de bolas primarios y secundarios que procesan alimentación gruesa [10].

El test se realiza en un molino de barras de laboratorio operado en circuito cerrado seco, utilizando una malla de corte predeterminada para definir el tamaño de corte del producto. A diferencia del test de Bond en molino de bolas, se opera con una carga circulante del 100% y se calcula el índice de trabajo mediante la Ecuación de Bond (4), donde  $W_i$  es reemplazado por el RWi correspondiente al equipo de barras mediante la Ecuación (6) [10,12].

$$RWi = \frac{62.2}{P_1^{0.23} * G_{bp}^{0.625} * \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (6)$$

Donde:

- RWi = índice de trabajo de Bond para molino de barras (kWh/t).
- $P_1$  = Malla de cierre del ensayo ( $\mu\text{m}$ ).
- $G_{bp}$  = Gramos netos por revolución (g/rev).

- $P_{80}$  = El 80% del tamaño aceptado del producto ( $\mu\text{m}$ ).
- $F_{80}$  = El 80% del tamaño aceptado de alimentación ( $\mu\text{m}$ ).

Esta prueba es útil para simular procesos de conminución donde se espera una reducción de tamaño significativa antes del ingreso al molino de bolas [10].

## 2.7 Test SMC

Prueba de conminución diseñada para caracterizar la dureza del mineral y su respuesta frente a impactos en la etapa de molienda. Su resultado principal es el índice de peso de caída (DWi) obtenido mediante la Ecuación (7) [13], junto con los parámetros A y b, que se utilizan en modelos predictivos de consumo de energía, como los implementados en el software JKSimMet [14].

$$DWi = \frac{\rho * 96.703}{(A * b)^{0.992}} \quad (7)$$

Donde:

- DWi = Índice de peso de caída ( $\text{kWh}/\text{m}^3$ ).
- $\rho$  = Densidad de partícula ( $\text{kg}/\text{L}$ ).
- A, b = parámetros JK.

Durante la prueba, fragmentos de roca con tamaños controlados son impactados individualmente en una máquina de caída libre (drop-weight tester). A partir de los productos generados, se determina la energía específica de fractura y se construye una curva de respuesta que permite calcular los valores de A y b mediante la Ecuación (8), que definen la competencia y fragilidad del mineral frente al impacto [14].

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad (8)$$

Donde:

- $t_{10}$  = Porcentaje que pasa a 1/10 del tamaño original tras el impacto (%).
- A, b = parámetros ajustados por mínimos cuadrados sobre datos  $t_{10}$  y  $E_{cs}$ .
- $E_{cs}$  = Energía específica de impacto por partícula ( $\text{kWh}/\text{t}$ ).

Además, se derivan los índices Mia, Mic y Mih, los cuales permiten calcular el consumo energético esperado en distintos tipos de molienda:

- Mia = Molienda en molinos de carga (AG/SAG/bolas/barras), tramo grueso.
- Mic = Trituración convencional (compresión).
- Mih = HPGR (compresión de alta presión).

Estos parámetros hacen del SMC un ensayo esencial en estudios geometalúrgicos, al permitir simular el rendimiento de un mineral en diferentes configuraciones de circuito [14].

### 2.8 Test SPI

El Test SPI (SAG Power Index) es un ensayo desarrollado para evaluar la dureza relativa del mineral en condiciones semejantes a un molino SAG. Su objetivo es generar un índice empírico (SPI) que permita estimar el rendimiento del molino SAG y predecir el consumo de energía requerido para procesar un determinado tipo de mineral. Este índice se utiliza comúnmente para el dimensionamiento de molinos SAG en la etapa de diseño o expansión de plantas [7,10].

El test se realiza en un pequeño molino de laboratorio, operado en condiciones estandarizadas, donde se muele una cantidad fija de mineral hasta alcanzar una fracción pasante definida. El tiempo que tarda en alcanzar esa condición se convierte en un índice, reportado en minutos. Cuanto mayor sea el valor del SPI, mayor es la dureza del mineral frente al mecanismo de impacto típico de un molino SAG [10]. Se define como el tiempo requerido para alcanzar un P80 objetivo desde un F80 de referencia, lo que se expresa mediante la Ecuación (9):

$$SPI = T(P80 = 1.7 \text{ mm}, F80 = 12.7 \text{ mm}) \quad (9)$$

Donde:

- SPI = SAG Power Index (min).
- T = Tiempo medido en el molino de ensayo (min).
- P80 = 80% pasante objetivo del test (mm).
- F80 = 80% pasante inicial del test (mm).

### 2.9 Test Abrasión (Ai)

Se utiliza para cuantificar la propensión del mineral a desgastar componentes metálicos en equipos de conminución como molinos de bolas, de barras y chancadores. A diferencia de los ensayos de dureza, esta prueba no mide la resistencia del mineral a la reducción de tamaño, sino su capacidad abrasiva sobre superficies metálicas, lo que resulta clave para estimar el desgaste de revestimientos y medios de molienda [7].

La prueba se realiza en un tambor rotatorio de laboratorio, que contiene una paleta de impacto de acero montada en un eje central. Este eje rota a una velocidad superior al tambor y genera condiciones de impacto controlado. En cada ciclo, se carga una porción de mineral fresco y se hace rotar por 15 minutos. Este procedimiento se repite cuatro veces, reemplazando el mineral en cada

ciclo. El índice de Abrasión ( $A_i$ ) se calcula midiendo la pérdida de masa de la paleta de acero, pesada antes del primer ciclo y después del cuarto, de acuerdo con la Ecuación (10):

$$A_i = m_0 - m_4 \quad (10)$$

Donde:

- $A_i$  = Índice de Abrasión (g).
- $m_0$  = Masa inicial de la paleta antes del primer ciclo (g).
- $m_4$  = Masa final de la paleta después del cuarto ciclo (g).

Un valor alto de  $A_i$  indica un mineral altamente abrasivo, lo que puede afectar significativamente los costos operativos por desgaste en planta [7,10].

## 2.10 Flotación

Es un proceso fisicoquímico de separación de minerales, utilizado para concentrar minerales valiosos mediante diferencias en su hidrofobicidad. En una pulpa de mineral y agua, se introducen burbujas de aire. Los minerales deseados, tras adsorber colectores, se vuelven hidrofóbicos y se adhieren a estas burbujas, ascendiendo hasta la superficie en forma de espuma. La ganga, que no se adhiere a las burbujas, queda en suspensión y se retira como relave [15].

Este mecanismo es altamente selectivo y versátil, aplicable no solo a sulfuros metálicos, sino también a otros minerales como carbón, fosfatos, potasio y grafito [15]. Es especialmente efectivo para partículas de tamaño fino (20-200  $\mu\text{m}$ ), donde otros métodos físicos no son adecuados.

### 2.10.1 Parámetros críticos

El rendimiento de la flotación está determinado por varios factores fisicoquímicos y operaciones que influyen directamente en la interacción entre minerales, reactivos y burbujas. Controlar estos parámetros es esencial para maximizar la recuperación de minerales valiosos y minimizar el arrastre de ganga [15].

- **pH:** Modifica la química superficial de los minerales y la estabilidad de los reactivos. Afecta la ionización de especies colectoras y el potencial electroquímico del sistema, influyendo en la adsorción selectiva de reactivos sobre superficies específicas. Por ejemplo, en la flotación de sulfuros de cobre, mantener un pH entre 9 y 11 favorece la depresión de pirita y mejora la flotabilidad de la calcopirita, lo que incrementa la selectividad del proceso [15].
- **Reactivos químicos**

- **Colectores:** Los colectores son compuestos orgánicos que se adsorben sobre minerales valiosos, promoviendo su hidrofobicidad y facilitando su adhesión a burbujas. La eficacia del colector depende de su naturaleza química, la mineralogía del sistema y el pH. Los xantatos, por ejemplo, son ampliamente usados en flotación de sulfuros debido a su capacidad de formar compuestos superficiales estables con iones metálicos [15-16].
- **Modificadores:** Reactivos que regulan la química del sistema. Incluyen reguladores de pH (como la cal), depresores (como el cianuro para pirita) y activadores (como el sulfato de cobre para esfalerita). Estos reactivos permiten controlar qué minerales flotan y cuáles son inhibidos, incrementado así la eficiencia del proceso [15].
- **Espumantes:** Controlan la formación, tamaño y estabilidad de las burbujas de aire. Una espuma adecuada deber ser lo suficientemente estable para transportar las partículas flotadas hasta la superficie, pero no tan densa como para provocar arrastre de partículas no deseadas. Reactivos como el MIBC (metil isobutil carbinol) son comunes por su capacidad de generar burbujas pequeñas y estables, mejorando la recuperación de partículas finas [15].
- **Tiempos de residencia:** El tiempo de residencia que las partículas pasan en la celda de flotación determina la oportunidad de contacto con las burbujas. Un tiempo insuficiente limita la recuperación, en cambio, un tiempo excesivo puede promover el arrastre de ganga o la desestabilización de la espuma. Este parámetro está directamente relacionado con la cinética de flotación.

### 2.10.2 Cinética de Flotación

La flotación acumulativa en flotación se describe frecuentemente mediante una cinética de primer orden, que asume que la velocidad de flotación es proporcional a la cantidad de minera aún no flotado [15,17], lo cual se representa mediante la Ecuación (11).

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (11)$$

Donde:

- R = Recuperación acumulativa (%) en tiempo t.
- $R_{\infty}$  = Recuperación máxima teórica (%), representa el límite que no supera, debido a la fracción de mineral inaccesible.

- $k$  = Constante cinética ( $\text{min}^{-1}$ , influenciada por variables como dosis de colector, pH, tamaño de burbuja, flujo de aire y velocidad de pulpa).
- $t$  = Tiempo de residencia en las celdas de flotación (min).

Este modelo es útil para diseñar celdas y ajustar condiciones operativas. Por ejemplo, un  $k$  bajo puede indicar necesidad de aumentar la dosificación de colector o incrementar el tiempo de residencia para alcanzar los niveles de recuperación deseados, mientras que un  $R_{\infty}$  puede apuntar a problemas mineralógicos, como falta de liberación de partículas [17].

Investigaciones más recientes han demostrado que, aunque en la mayoría de los casos la cinética de flotación se ajusta bien al primer orden, en condiciones de pulpa concentrada o minerales con amplia distribución de tamaños, se observan desviaciones que pueden requerir modelos de orden no entero para describir correctamente la distribución de constantes cinéticas [17].

### 2.10.3 Recuperación y Ley de concentrado

En flotación, la eficiencia del proceso se evalúa principalmente mediante dos indicadores: la recuperación y la ley de concentrado. Ambos reflejan el desempeño metalúrgico del sistema y están estrechamente relacionados a través de un balance de masa [15].

La recuperación ( $R$ ) representa la proporción del metal valioso recuperado en el concentrado respecto al total contenido en la alimentación. Mide la capacidad del proceso a extraer el mineral deseado y depende directamente de factores como la liberación mineralógica, la cinética de flotación, el tiempo de residencia, y la acción de los reactivos. Por ejemplo, al aumentar la dosis de colector o prolongar el tiempo de residencia puede aumentar la recuperación, sin embargo, si no se usan adecuadamente depresores, también puede incrementarse la flotación de ganga, reduciendo la selectividad [6,17].

La ley de concentrado ( $c$ ) indica la proporción de metal valioso presente en el concentrado final y refleja la selectividad del proceso. Una ley alta sugiere eficiencia en recuperar el metal sin incluir ganga. Sin embargo, optimizar la recuperación puede reducir la ley si se genera arrastre de partículas finas [6,17].

Ambos indicadores se vinculan mediante un balance de masa global, expresado en la Ecuación (12):

$$R = \frac{C_c}{F_f} \cdot 100 \quad (12)$$

Donde:

- $R$  = Recuperación (%).

- C = Tonelaje de concentrado (t).
- c = Ley de concentrado (%).
- F = Tonelaje de alimentación (t).
- f = Ley de alimentación (%).

Este balance es una herramienta esencial para evaluar la eficiencia global del circuito y orientar ajustes operacionales. Por ejemplo, en configuración rougher-cleaner-scavenger, la etapa rougher busca maximizar R, mientras que la cleaner mejora la ley de concentrado, eliminando impurezas generadas en etapas anteriores [15,17].

### **3. Antecedentes de Planta**

#### **3.1 Geología y Mineralización**

El distrito Punta del Cobre, que alberga las minas Candelaria, Santos y Alcaparrosa, corresponde a un sistema IOCG (óxido de hierro-cobre-oro), emplazado en la aureola metamórfica del Batolito de Copiapó. La mineralización está controlada por estratigrafía, fallas y zonas de cizalla, y se presenta en estilos como brechas hidrotermales, stockworks, mantos de reemplazo y skarns calcáreos. Los depósitos están alojados principalmente en las rocas volcánicas de la Formación Punta del Cobre, cubiertas por calizas y volcanosedimentos del Grupo Chañarcillo.

En Candelaria, la mineralización está formada por calcopirita, magnetita, piritita y pirrotita, con alteración potásica y ganga silicatada, en cuerpos lenticulares plegados. Santos muestra cobre primario en calcopirita y valores de oro, con vetas, mantos y brechas asociados a actinolita, feldespato potásico y hematita [18].

#### **3.2 Proyecto La Española**

El proyecto La Española se ubica al sur del distrito, en el contacto entre el batolito de Copiapó y las rocas del Grupo Chañarcillo y Punta del Cobre, dentro de un bloque controlado por la falla San Gregorio. La mineralización primaria está dominada por calcopirita asociada a granate pardo en skarn, con piritita y óxidos de hierro como ganga. En superficie, hasta ~ 70 m, predomina mineralización oxidada con crisocola, malaquita, cobre nativo y bornita, mientras que en profundidad se desarrollan cuerpos tipos manto en skarn y hornfels silíceo. Al sur observan vetas y vetillas métricas paralelas a la falla-veta Española [18].

#### **3.3 Unidades geológicas**

Unidad geológica (UG) hace referencia a una porción de la corteza con características litológicas y estructurales homogéneas, como composición mineralógica, origen, edad y estructura interna.

En la Figura 2 se ilustra la posición de las unidades geológicas en relación con la mina, de acuerdo con el modelo geológico definido por CCMC [18].

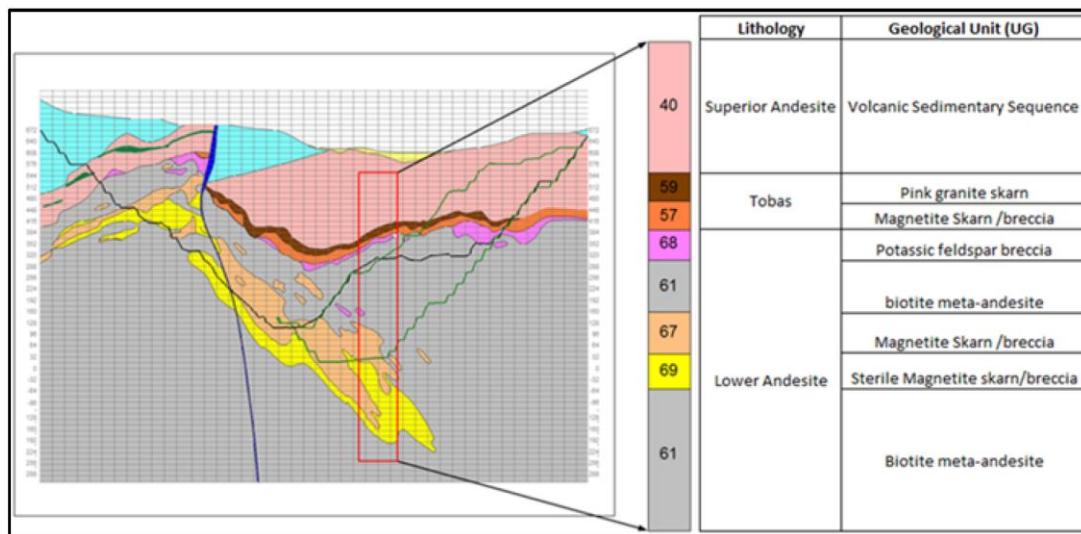


Figura 2. Posición geográfica de unidades geológicas Candelaria.

La clasificación definida por la compañía considera el efecto de cada unidad en el rendimiento de molienda, categorizándolas según su dureza relativa. Esta clasificación, incluida en el estudio, se presenta en la Tabla 1 [18].

Tabla 1. Clasificación de dureza por unidad geológica.

Dureza	Código UG	Descripción	UCS [MPa]	CEE [kWh/t]
Dura	57	Skarn de magnetita	140 – 180	~ 10.0
	59	Skarn de granate rosado		
Intermedia	40	Volcanoclasito	100 – 140	~ 8.6
	68	Brecha K feldespato		
Blanda	61	Andesita biotita inferior	20 – 100	~ 7.8
	66	Brecha magnetita		
Ultrablanda	67	Brecha magnetita	No testeado	~ 6.5

Debido a la diferencia en geología y mineralogía, para el proyecto La Española se definen nuevas unidades geológicas presentadas en la Tabla 2.

Tabla 2. Clasificación unidades geológicas mineral La Española.

Código UG	Descripción
17	Metaareniscas
31	Skarn granate café
37	Skarn de magnetita

### 3.4 Fases de extracción mina Candelaria.

La Figura 3 muestra la disposición de las fases de extracción más recientes en la mina.

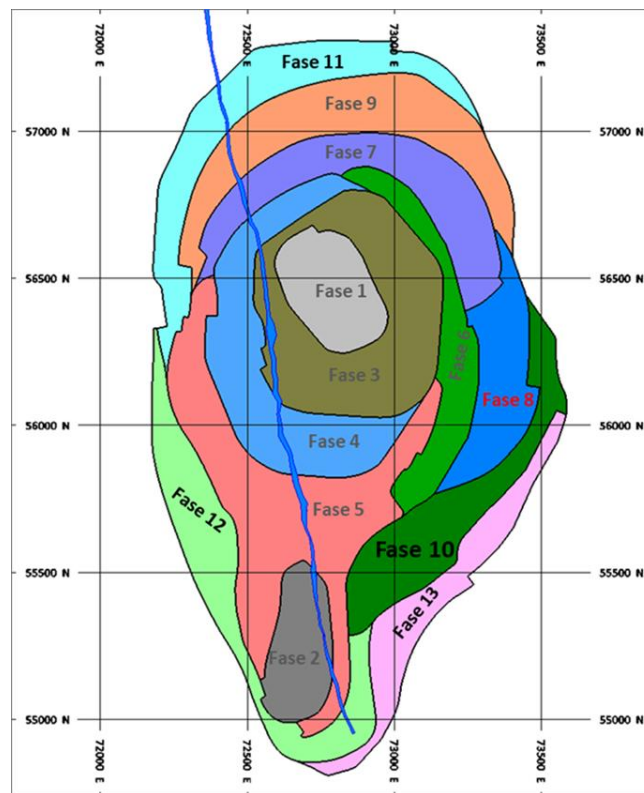


Figura 3. Fases de extracción mina Candelaria.

Actualmente, se alimenta la planta con mineral proveniente de 3 fases del rajo. La Fase 10 se encuentra en su última etapa de extracción, mientras que la mayor proporción de alimentación proviene de Fase 11. Por otro lado, el mineral de Fase 12 comienza a incorporarse progresivamente en el plan de alimentación a planta a partir de inicios del año 2025.

## 4. Capítulo III. Desarrollo experimental

Para este estudio se utilizaron sondajes diamantinos (DDH, Diamond Drill Hole) realizados mediante perforación con testigo, empleando dos diámetros estándar del sistema Q de la serie

DCDMA: NQ (47.6 mm de diámetro exterior del testigo) y HQ (63.5 mm). A partir de estos núcleos se conformaron 18 compósitos representativos, los cuales fueron preparados para la realización de pruebas metalúrgicas. La formación de los compósitos se organizó en tres categorías, según su origen y representatividad dentro del plan minero como se indica a continuación:

- **Compósitos Candelaria (7 muestras):**

Corresponden exclusivamente a mineral proveniente del yacimiento Candelaria, seleccionados para representar unidades geológicas (UG) y fases de extracción específicas:

- Fase 11 (2025), sectores UG 61 y UG 67.
- Sector UG 57.
- Sector UG 59.
- Fase 11 (2026), sector UG 61.
- Fase 12 (2026), sector UG 67.

- **Compósitos La Española (6 muestras):**

Representan mineral del yacimiento La Española, correspondiente a diferentes sectores y años de explotación planificada:

- 2026: sector UG 37.
- 2027: sector UG 31 (dos muestras) y UG 37.
- 2028: sector UG 31 (dos muestras).

- **Compósitos Blending (5 muestras):**

Consisten en mezclas de mineral de Candelaria (Rajo y Subterránea), mineral stockeado proveniente también del yacimiento Candelaria y mineral proveniente de La Española, preparadas en proporciones representativas de los escenarios de alimentación esperados según el plan minero LOM 2024. Las composiciones específicas por año son:

- 2027: 15% La Española, 70% Candelaria Rajo, 20% Candelaria Subterránea.
- 2029: 10% La Española, 40% Candelaria Rajo, 20% Candelaria Subterránea, 30% Stock de Largo Plazo.
- 2031: 10% La Española, 70% Candelaria Rajo, 20% Candelaria Subterránea.
- 2032: 30% La Española, 50% Candelaria Rajo, 20% Candelaria Subterránea.
- 2033: 50% La Española, 30% Candelaria Rajo, 20% Candelaria Subterránea.

En la Tabla 3 se muestra un resumen del plan de muestreo y los compósitos formados para las pruebas metalúrgicas

Tabla 3. Programa de muestreo destinado a pruebas metalúrgicas.

Periodo Representado	Yacimiento	UG	Proporción	Tipo Mineral	DDH Type	ID Compósito	Masa Compósito [kg]
2025 (Fase 11)	Candelaria	61	100	Sulfo	NQ	CAN_1	110.4
2025 (Fase 11)	Candelaria	67	100	Sulfo	NQ	CAN_2	96.7
2025	Candelaria	57	100	Sulfo	NQ	CAN_3	103.0
2026	Candelaria	59	100	Sulfo	NQ	CAN_4	87.6
2026 (Fase 12)	Candelaria	61	100	Sulfo	NQ	CAN_5	89.2
2026 (Fase 11)	Candelaria	61	100	Sulfo	NQ	CAN_6	95.0
2026 (Fase 11)	Candelaria	67	100	Sulfo	NQ	CAN_7	92.4
2026	Española	37	100	Mixto	HQ	LED_1	86.3
2026	Española	37	100	Sulfo	HQ	LED_2	93.7
2027	Española	37	100	Sulfo	HQ	LED_3	97.1
2027	Española	37	100	Sulfo	HQ	LED_4	91.3
2028	Española	31	100	Sulfo	HQ	LED_5	117.7
2028	Española	31	100	Sulfo	HQ	LED_6	100.9
2027 (LOM 2024)	Española	31	15	Mixto	HQ	BLOM2427	102.5
	Can. OP	61-66	70	Sulfo	NQ		
	Can. UG	61	15	Sulfo	NQ		
2029 (LOM 2024)	Española	31	10	Sulfo	NQ	BLOM2429	107.4
	Can. OP	67	40	Sulfo	NQ		
	Can. UG	61	20	Sulfo	NQ		
	Stock LP	ST	30	Sulfo	NQ		
2031 (LOM 2024)	Española	31	10	Sulfo/Mixto	HQ	BLOM2431	117.1
	Can. OP	61-57	70	Sulfo	NQ		
	Can. UG	61	20	Sulfo	NQ		
2032 (LOM 2024)	Española	31	30	Sulfo	HQ	BLOM2432	132.7
	Can. OP	61-68	50	Sulfo	NQ		
	Can. UG	61	20	Sulfo	NQ		
2033 (LOM 2024)	Española	31	50	Sulfo	HQ	BLOM2433	112.4
	Can. OP	61	30	Sulfo	NQ		
	Can. UG	61	20	Sulfo	NQ		

La empresa contratista seleccionada para la realización de las pruebas metalúrgicas de laboratorio fue SGS Minerals S.A. la cual ya cuenta con un historial de servicios realizados para CCMC lo que permite mantener una consistencia en los métodos y resultados además de mayor confianza en la trazabilidad de los datos utilizados para decisiones operativas y estratégicas.

#### **4.1 Plan de Trabajo Campaña Geometalúrgica**

El plan de trabajo para la realización de las pruebas es el siguiente:

##### **4.1.1 Preparación mecánica de muestras**

El objetivo de esta etapa es obtener alícuotas representativas y plenamente trazables, con la granulometría objetivo ya definida para cada ensayo, minimizando la pérdida de finos y la contaminación.

Primero se acondicionan las muestras: inspección visual, registro y, si corresponde, secado suave para evitar alteraciones en sulfuros. Luego se ejecuta un chancado escalonado con control de corte mediante harneado de verificación. Todo sobre tamaño retorna al circuito hasta cumplir la especificación. Entre lotes, se realiza limpieza con material inerte para eliminar residuos y evitar arrastres. Las granulometrías objetivo por prueba son:

- **BWi:** 100 -1/2"
- **RWi:** 100 -6# Tyler
- Flotación (cinética/TCA): 100% -10# Tyler
- **SMC:** trozos -22 +19 mm
- **Ai:** fracción clasificada según protocolo
- **Mineralogía:** fracciones al 15%, 25% y 40% +100#

Con la fracción en especificación, se realiza una homogeneización intensiva y subdivisión en divisor rotatorio para generar alícuotas equiprobables (incluidos respaldos) destinadas a conminución, flotación, mineralogía y control QA/QC. Todas las porciones se etiquetan con código único, se emiten hojas de ruta y se almacenan de forma segregada para mantener la trazabilidad. Como QA/QC esencia, se programan duplicados periódicos, verificación de P80 y coeficiente de variación cercano a 5% por ensayo, además de chequeos de masa y limpieza entre lotes. Cualquier desviación queda registrada y se corrige antes de liberar la muestra de ensayo.

##### **4.1.2 Caracterización de cabeza**

- **Química Base.**

Desde una carga -10# se toma submuestra que se pulveriza 100% -150# para medir Cu, Cu soluble (cítrico), Fe, Au, Zn, S, Ag, Co, Insolubles, además de ICP y FRX para conciliar con la mineralogía. Las determinaciones siguen protocolos de digestión ácida con lectura para metales, Cu soluble por lixiviación cítrica, Au/Ag por ensayo al fuego e “insolubles” por gravimetría.

Como control, se repiten preparaciones si el balance de Cu, Fe o S se aparta del rango acordado, además se incluyen duplicados y, cuando corresponde, chequeos con mineralogía automatizada.

- **ICP multielemento.**

Se incorpora un paquete ICP-OES (espectrometría de emisión óptica con plasma acoplado inductivamente) para ampliar la huella geoquímica (traza/penalizantes) y apoyar la reconciliación con FRX y mineralogía.

- **Fluorescencia de rayos X (FRX).**

La cuantificación de óxidos mayoritarios se realiza FRX con fusión metaborato/tetraborato, se aplican métodos específicos según matriz (mineral o concentrado).

- **Gravedad específica.**

La densidad de cabeza se determina por picnometría de helio, con 100g a granulometría máxima 100% -10#. Se considera una medición por muestra.

- **DTT (tubo de Davis).**

Se estima la fracción magnética bajo un campo controlado en el tubo a 45°, separando concentrado magnético y no magnético para su análisis químico (Fe, S, P y SiO<sub>2</sub> por FRX). Se aplica sólo a la muestra de cabeza.

- **DRX de arcillas.**

Se identifica la mineralogía de arcillas como insumo para entender la reología y respuesta en flotación.

- **Caracterización de aguas.**

Se caracteriza el agua de proceso para establecer la química base que condiciona pH y reactivos durante pruebas metalúrgicas.

- **pH natural.**

Se mide el pH de equilibrio pulpa-agua sin reactivos como línea base para estimar consumo de cal y set-points de acondicionamiento.

- **TIMA PMA (15%, 25%, 40% +100#).**

La mineralogía automatizada TIMA entrega cuantificación modal, tamaños y liberación. El modo PMA (“Análisis de liberación”) mapea cada partícula para evaluar texturas y locking con rigor estadístico. Se aplica en los tres niveles de molienda definidos para la cabeza y productos.

- **Microscopía óptica.**

El recuento calcográfico valida texturas y asociaciones observadas por TIMA en los mismos niveles de molienda, apartando control de calidad mineralógico.

#### **4.1.3 Pruebas de Molienda**

- **Test Bond Bola (BW<sub>i</sub>).**

La muestra se prepara a 100% -6# y se define la malla de cierre según el P80 objetivo. El ensayo se ejecuta en molino Bond estándar en circuito cerrado con 250% de carga circulante hasta alcanzar estado estable. En cada ciclo se repone el pasante con nueva alimentación, se ajusta la masa para estabilizar los gramos por revolución y se registra F80, P80, malla de cierre y Gbp para el cálculo del BW<sub>i</sub>.

- **Test Bond Barra (RW<sub>i</sub>).**

Se chancan las muestras a 12.7 mm y el ensayo se corre en circuito cerrado a 100% de carga circulante hasta estado estable. Se usa malla 14, equivalente a 1.4 mm, como malla de cierre (estándar para análisis orientados a AG SAG). En cada ciclo se mide el nuevo pasante por revolución y con F80, P80 y la malla de cierre se calcula el RW<sub>i</sub> mediante la Ecuación de Bond (4).

- **Test SPI (SAG Power Index).**

Se muele una carga fija en un molino de 12x4 pulgadas, en condición batch, con preparación de alimentación tope 19 mm y control de F80. La operación continúa hasta alcanzar el P80 objetivo y el tiempo total registrado se reporta como SPI en minutos, donde un mayor valor indica mayor dureza en condiciones tipo SAG.

- **Test SMC (JK).**

Se ensaya una sola fracción de tamaño en equipo de caída para caracterizar la rotura por impacto. Con los productos de la prueba se construyen las curvas de respuesta y se ajustan los parámetros A y b. El informe del ensayo incluye además DW<sub>i</sub> y los índices Mia, Mic y Mih que se emplean en estimaciones de energía y en simulaciones de circuito.

- **Test de abrasión (Ai).**

Se procesan cuatro cargas consecutivas de 400g durante 15 minutos cada una en un tambor con paleta de acero templado. La paleta se pesa antes del primer ciclo y después del cuarto y el Ai se determina como la pérdida de masa bajo condiciones estándar. Un Ai alto anticipa mayor desgaste de medios y revestimientos.

#### **4.1.4 Pruebas de Flotación**

- **Cinética de molienda (15%, 25%, 40% +100#).**

Cada muestra se muele por intervalos y, tras cada tiempo, se descarga, se deslama en malla 400 Ty, se seca la fracción retenida y se determina la distribución granulométrica por tamizado. Con esos datos se grafica el P80 y se define el tiempo óptimo de molienda que alcanzará el producto deseado. Durante la molienda se ajusta pH con cal de acuerdo con mediciones previas y se registra el pH de la celda para estimar consumo de cal. Se corroboran tres P80 para las etapas posteriores.

- **Cinética de flotación rougher.**

Con el tiempo de molienda definido, se prepara la pulpa con pH de flotación requerido y reactivos, y se transfiere a la celda de laboratorio. Se acondiciona al pH objetivo y se inicia el ensayo en modo batch según condiciones acordadas. Para cada muestra se realizan tres cinéticas a los tres P80 corroborados y en duplicado a tiempo fijo. En cinética se muestrean 0, 1, 3, 7, 10 14 y 20 minutos, con pH 9.5, 31% de sólidos y volumen de celda 2.7 L. Un set mayor de analitos se aplica al tiempo fijo.

- **Caracterización productos flotación – concentrado y relaves cinéticos.**

Tras cada intervalo se filtra, secan y pesan concentrados y relaves, se realizan análisis químicos y mineralogía selectiva, y se ejecutan balances de masa para obtener leyes y recuperaciones, tanto parciales como acumuladas. Se incorpora TIMA PMA y microscopía óptica en productos y DRX de arcillas en relaves.

#### **4.1.5 Programa TCA**

- **Cinética de primera limpieza.**

Se parte desde el concentrado rougher, previamente remolido al nivel definido en la etapa de remolienda. Con ese material se ejecuta la primera limpieza y se obtienen ocho productos en total.

Se recolecta un relave rougher, un relave cleaner y seis cortes de concentrado cleaner a distintos tiempos. Los balances se realizan por CuT.

- **Test de ciclo abierto.**

Concentrado rougher remolido, una etapa de limpieza sin recirculación y una etapa scavenger sobre el relave de primera limpieza. El objetivo es estimar la calidad del concentrado final y las recuperaciones por etapa. Habitualmente se realiza un ensayo TCA y se requiere una masa mínima de concentrado rougher que puede provenir de hasta cuatro pruebas rougher. Se generan cuatro productos de reporte: relave rougher, relave scavenger, concentrado scavenger y concentrado cleaner.

- **Caracterización productos flotación – concentrados y relaves TCA.**

Para los productos del TCA se consideran balances y análisis químicos en Cu, Fe, Zn y S. En concentrados TCA se incluyen además cobre volumétrico para control de especie metálica. El programa incorpora análisis de agua residual asociado.

#### **4.1.6 Separación sólido-líquido**

- **Prueba de sedimentación con reología (15%, 25%, 40% +100#)**

Se ensaya el relave a tres niveles de liberación con dos corridas por muestra: una prueba cero sin reactivos y otra con dosis de floculante definida. La preparación se realiza en probetas de 1L y, cuando aplica, se acondiciona y dosifica en Sedirack para homogenizar sin romper flóculos. La altura de interfase se registra en el tiempo para construir curvas y estimar velocidades de sedimentación. Sobre la pulpa espesada resultante se mide yield stress y viscosidad.

Los 18 compósitos formados fueron sometidos a una misma batería de pruebas metalúrgicas. La Figura 4 muestra el diagrama general del flujo de ensayos aplicados a cada compósito.

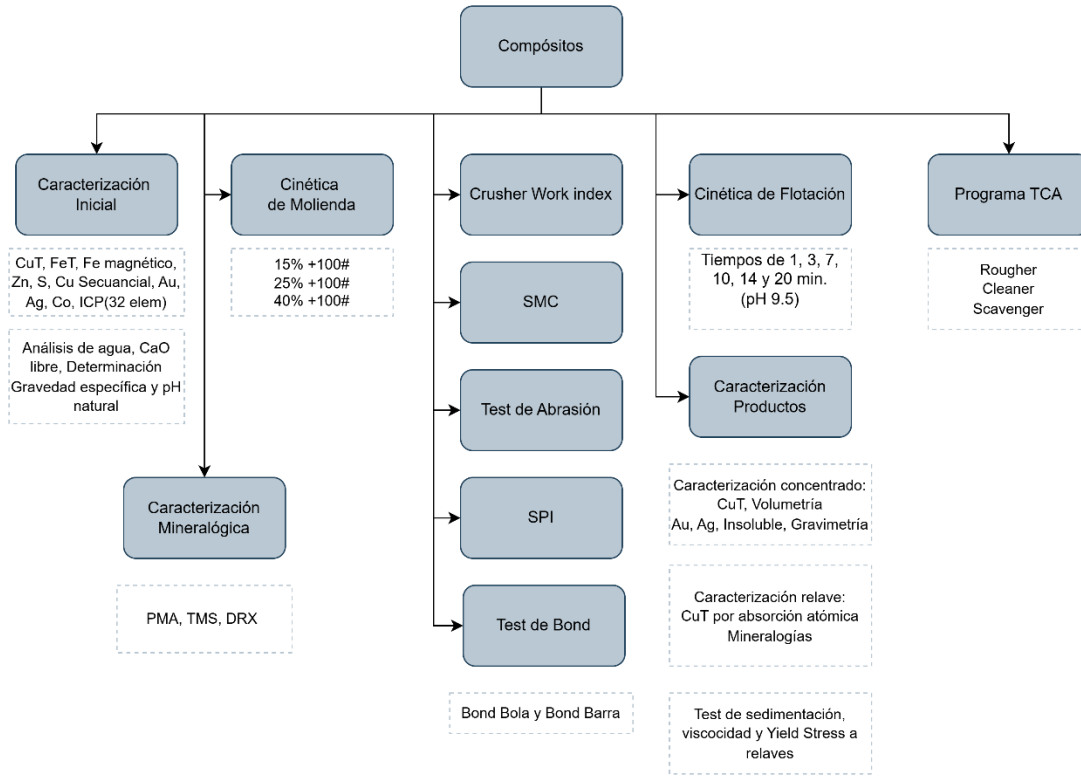


Figura 4. Esquema general de ensayos por compósito.

**4.2 Modelo de Recuperación actual Minera Candelaria.**

Previo al análisis e incorporación del efecto de La Española al modelo de recuperación, la evaluación de la precisión y confiabilidad del modelo es de suma importancia, especialmente al momento de proyectar el procesamiento de nuevos minerales que crean cierta incertidumbre asociada a su respuesta metalúrgica en el proceso.

El modelo de recuperación CCMC permite estimar la eficiencia metalúrgica del proceso, determinando tanto la ley de relave como la recuperación de cobre a partir de variables operacionales y composicionales clave. La Figura 5 presenta el diagrama que resume las variables de entrada y salida consideradas en este modelo.



Figura 5. Inputs metalúrgicos del modelo de recuperación CCMC.

Su confección fue basada en información histórica de la planta del año 2012 al 2016.

#### 4.3 Variables Modelo de Recuperación CCMC.

Cada variable de entrada del modelo de recuperación contribuye de forma diferenciada a la ley de relave final del proceso. Para cuantificar el impacto individual de cada input, se define una ley de relave base, la cual se calcula considerando el rendimiento histórico de la planta bajo una recuperación mínima de 88%. Esta relación se expresa en la Ecuación (13) [19]:

$$t_{Base} = \frac{c * f * (R_{min} - 1)}{R_{min} * f - c} \quad (13)$$

Donde:

- $t_{Base}$  = Ley de relave base (%).
- $c$  = Ley de concentrado (%).
- $f$  = Ley de alimentación (%).
- $R_{min}$  = Recuperación mínima histórica (%).

##### 4.3.1 Throughput.

El input de throughput se utiliza para estimar el porcentaje de material retenido sobre la malla 100 (equivalente a 150  $\mu$ m, según la serie ASTM), a partir de la correlación empírica entre tonelaje y distribución granulométrica. Esta relación se encuentra representada en la Ecuación (14) [19]:

$$Ret_{100\#} = 0.0052 * tph + 7.5734 \quad (14)$$

Donde:

- $Ret_{100\#}$  = Porcentaje retenido sobre malla 100# Ty (%).
- $tph$  = toneladas por hora (ton/h).

Esta expresión fue obtenida a partir de resultados de ensayos de laboratorio realizados sobre compósitos mensuales de alimentación, combinados con datos de rendimiento operativo mensual.

##### 4.3.2 Composición de Roca UG.

De acuerdo con la clasificación de dureza por unidad geológica (UG), y en función de la granulometría estimada a partir de la Ecuación (14), se calcula el aporte de cada tipo de roca a la ley de relave mediante correlaciones lineales empíricas. Estas relaciones se presentan en las Ecuaciones (15) a (18) para cada clasificación [19]:

$$t_{Dura} = 0.001585 * (Ret_{100\#}) + 0.009 \quad (15)$$

$$t_{Intermedia} = 0.002 * (Ret_{100\#}) - 0.006 \quad (16)$$

$$t_{Blanda} = 0.00154 * (Ret_{100\#}) - 0.005 \quad (17)$$

$$t_{Ultra-blanda} = 0.0013 * (Ret_{100\#}) - 0.0002 \quad (18)$$

Posteriormente, el aporte global de las distintas unidades geológicas se calcula como un promedio ponderado, en función de la proporción relativa de cada tipo de roca en la alimentación. Este cálculo se expresa en la Ecuación (19):

$$t_{UG} = \sum_i \frac{t_{UGi} * \%UGi}{100} \quad (19)$$

Donde:

- $t_{UG}$  = Aporte a ley de relave ponderada por clasificación de unidad geológica (%).
- $\%UG$  = Porcentaje de alimentación de cada clasificación de unidad geológica (%).

#### 4.3.3 Zn en Alimentación.

La presencia de Zn en la alimentación, principalmente en forma de esfalerita (ZnS), impacta negativamente la etapa de flotación al interferir en la formación del agregado partícula-burbuja. Esto ocurre debido a que la esfalerita puede adsorber colectores no selectivos o generar interacciones competitivas con calcopirita en superficie, disminuyendo la eficiencia de captura del mineral valioso [20].

A partir de datos operacionales históricos, se ha observado que cuando la ley de Zn en la alimentación supera el 0.1%, la recuperación metalúrgica comienza a verse perjudicada. Dado que la ley de concentrado de cobre en CCMC se ha mantenido históricamente estable (alrededor de 30%), se consideró que el principal factor asociado a su variación es la presencia de Zn.

Este efecto es implementado en el modelo mediante un parámetro denominado Factor Zn, calculado a partir de información mineralógica que relaciona la ocurrencia de esfalerita y calcopirita. La Figura 6 muestra la relación ajustada entre el Factor Zn y la ley de Zn en alimentación, junto con su intervalo de confianza y distribución de datos históricos [19].

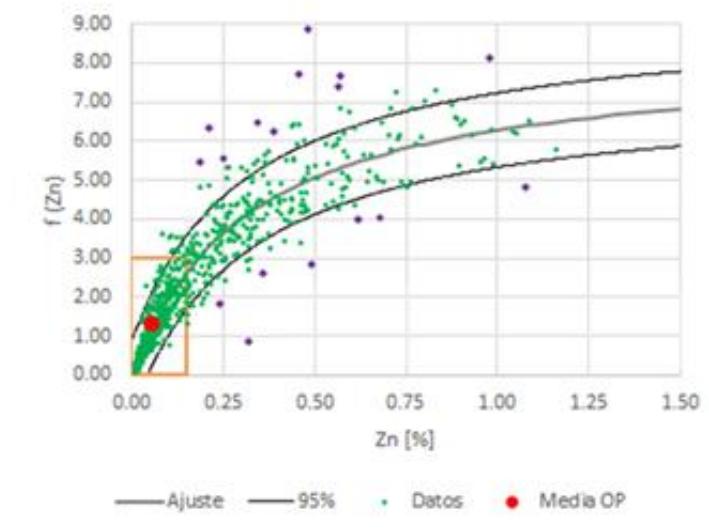


Figura 6. Relación entre Factor Zn y Ley de Zn.

El Factor Zn es utilizado en el modelo como un parámetro correctivo que penaliza la ley de concentrado cuando la ley de Zn en alimentación supera el 0.1%. Este factor se estima empíricamente mediante una expresión cuadrática ajustada a datos mineralógicos y operacionales, tal como se muestra en la Ecuación (20) [19]:

$$F_{Zn} = -8.263 * (f_{Zn})^2 + 12.6755 * f_{Zn} + 0.1827 \quad (20)$$

Donde:

- $F_{Zn}$  = Factor Zn.
- $f_{Zn}$  = Ley de Zn en la alimentación (%).

Posteriormente, se estima una ley de concentrado referencial que incorpora el efecto del Zn en la alimentación, de acuerdo con la Ecuación (21):

$$c_{Referencial} = -5.1451 * f_{Zn} + 30.579 \quad (21)$$

Donde:

- $c_{Referencial}$  = Ley de concentrado referencial (%).
- $f_{Zn}$  = Ley de Zn en alimentación (%).

Con estos valores es posible estimar la ley de concentrado ajustada por contenido de Zn en la alimentación, diferenciado entre los casos en que la ley de Zn es inferior o superior a 0.1%. Esta relación se expresa en la Ecuación (22):

$$c_{Zn} = \begin{cases} \frac{(31 - F_{Zn}) + c_{Referencial}}{2}, & \text{Ley Zn} \leq 0.1\% \\ 31 - F_{Zn}, & \text{Ley Zn} > 0.1\% \end{cases} \quad (22)$$

Donde:

- $c_{Zn}$  = Ley de concentrado con impacto de Factor Zn (%).
- $F_{Zn}$  = Factor Zn.

Luego, se estima la variación en la recuperación atribuible al contenido de Zn en la alimentación, utilizando una expresión empírica mostrada en la Ecuación (23):

$$\Delta R_{Zn} = -2.8591 * (f_{Zn})^2 + 7.6979 * f_{Zn} + 0.0356 \quad (23)$$

Donde:

- $\Delta R_{Zn}$  = Variación en la recuperación por efecto de Zn en alimentación (%).
- $f_{Zn}$  = Ley de Zn en alimentación (%).

A partir de esta variación, se calcula el impacto asociado sobre la ley de relave, expresado en la Ecuación (24):

$$t_{\Delta R_{Zn}} = \frac{c * f * (R_{min} - \frac{\Delta R_{Zn}}{100} - 1)}{(R_{min} - \frac{\Delta R_{Zn}}{100}) * f * c} \quad (24)$$

Donde:

- $t_{\Delta R_{Zn}}$  = Ley de relave por efecto de Zn en alimentación (%).
- $c$  = Ley de concentrado (%)
- $f$  = Ley de alimentación (%)
- $R_{min}$  = Recuperación mínima histórica (%).
- $\Delta R_{Zn}$  = Variación en la recuperación por efecto de Zn en alimentación (%).

Finalmente, el aporte del Zn en la ley de relave se estima como la diferencia entre el relave corregido por Zn y el relave base, tal como se presenta en la Ecuación (25):

$$t_{Zn} = t_{\Delta R_{Zn}} - t_{Base} \quad (25)$$

Donde:

- $t_{Zn}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de Zn en alimentación (%).
- $t_{\Delta R_{Zn}}$  = Ley de relave por efecto de Zn en alimentación (%).
- $t_{Base}$  = Ley de relave base (%)

#### 4.3.4 Stock de Largo Plazo.

El almacenamiento prolongado del stock de largo plazo y su consecuente exposición al ambiente generan cierto grado de oxidación en el mineral, lo que reduce su flotabilidad. Para estimar este efecto negativo en el proceso, se introduce un factor de oxidación, denominado factor K, el cual representa la proporción de cobre soluble respecto al cobre total contenido en el mineral. Esta relación se expresa en la Ecuación (26) [19]:

$$F_K = 0.0361 * \%Stock_{LP} + 2.1081 \quad (26)$$

Donde:

- $F_K$  = Factor K.
- $\%Stock_{LP}$  = Porcentaje stock de largo plazo en alimentación (%).

Luego de obtenido este valor se estima una variación en la recuperación, mediante la Ecuación (27), asociada a la alimentación de Stock y considerando una Ley de Cu en la alimentación máxima de 0.6% que, de data histórica, se sabe es el valor límite en el que se empieza a perder Cu en el relave.

$$\Delta R_{FK} = (-1.466 * F_K + 98.168) - (-1.466 * F_{K,min} + 98.168) * f_{Cu,max} \quad (27)$$

Donde:

- $\Delta R_{FK}$  = Variación en la recuperación por impacto de Factor K (%).
- $F_{K,min}$  = Valor mínimo de Factor K (2.11).
- $f_{Cu,max}$  = Ley de Cu en alimentación máxima previo a pérdidas en relave (%).

De forma análoga al caso del Zn, se realiza un balance de masa para estimar la ley de relave asociada al stock de largo plazo, utilizando el cambio en recuperación calculado previamente. A partir de este valor, y mediante comparación con la ley de relave base definida en la Ecuación (13), se determina el efecto neto del factor K sobre el relave final. Estas relaciones se expresan en las Ecuaciones (28) y (29):

$$t_{\Delta R_{FK}} = \frac{c * f * \left( R_{min} + \frac{\Delta R_{FK}}{100} - 1 \right)}{\left( R_{min} + \frac{\Delta R_{FK}}{100} \right) * f * c} \quad (28)$$

Donde:

- $t_{\Delta R_{FK}}$  = Ley de relave por impacto de Factor K (%).
- $c$  = Ley de concentrado (%).

- $f$  = Ley de alimentación (%).
- $R_{\min}$  = Recuperación mínima histórica (%).
- $\Delta R_{FK}$  = Variación en la recuperación por impacto de Factor K (%).

$$t_{FK} = t_{\Delta R_{FK}} - t_{Base} \quad (29)$$

Donde:

- $t_{FK}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de  $F_K$  (%).
- $t_{\Delta R_{FK}}$  = Ley de relave por impacto de Factor K (%).
- $t_{Base}$  = Ley de relave base (%).

#### 4.3.5 Ley de Alimentación de Cu.

Como se indicó previamente, la ley máxima de cobre en la alimentación que históricamente marca el umbral a partir del cual se incrementan las pérdidas en relave es de 0.6%. Considerando este comportamiento, el modelo incorpora también un ajuste asociado a la ley de Cu en la alimentación, cuya contribución al relave se estima mediante la Ecuación (30) [19]:

$$t_{f_{Cu}} = \begin{cases} 0, & f_{Cu} \leq 0.6\% \\ (0.065 * f_{Cu} - 0.005) - (0.065 * f_{Cu,max} - 0.005), & f_{Cu} > 0.6\% \end{cases} \quad (30)$$

Donde:

- $t_{f_{Cu}}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de Ley de Cu en alimentación (%).
- $f_{Cu}$  = Ley de cobre en alimentación (%).
- $f_{Cu,max}$  = Ley de Cu en alimentación máxima previo a pérdidas en relave (%).

#### 4.4 Estimación de Recuperación Modelo CCMC.

Al igual que en el caso de la recuperación, para la ley de relave se establece un límite inferior basado en datos operacionales históricos. En más de una década de funcionamiento, la planta nunca ha presentado leyes de relave menores a 0.036% por lo que este valor se fija como umbral mínimo.

En consecuencia, si la suma ponderada de los aportes individuales al relave asociados a dureza, presencia de Zn, grado de oxidación y ley de Cu en la alimentación resulta inferior a este límite, se adopta directamente el valor mínimo de 0.036%. Esta lógica se resume en la Ecuación (31) [19]:

$$t = \begin{cases} 0.036, & t < 0.036 \\ t_{UG} + t_{Zn} + t_{FK} + t_{fCu}, & t \geq 0.036 \end{cases} \quad (31)$$

Donde:

- $t$  = Ley de relave final (%).
- $t_{UG}$  = Aporte a la ley de relave ponderada por clasificación de unidad geológica (%).
- $t_{Zn}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de Zn en alimentación (%).
- $t_{FK}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de  $F_K$  (%).
- $t_{fCu}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de Ley de Cu en alimentación (%).

Además del límite inferior aplicado a la recuperación (88%), el modelo también considera un límite superior de 93%, valor que refleja el rendimiento máximo históricamente alcanzado por la planta en condiciones operacionales normales.

Cuando el modelo estima recuperaciones por sobre este umbral, se aplica una corrección mediante una recuperación referencial ( $R_{Ref}$ ), calculada a partir de la correlación entre recuperación y ley de alimentación de Cu, como se muestra en la Ecuación (32):

$$R_{Ref} = 2.8887 * f_{Cu} + 91.139 \quad (32)$$

Donde:

- $R_{Ref}$  = Recuperación referencial (%).
- $f_{Cu}$  = Ley de cobre en alimentación (%).

Esta recuperación referencial se utiliza como base para atenuar el valor estimado, aplicando una penalización gradual cuando el modelo entrega resultados por sobre el 93%. La recuperación final se calcula mediante la Ecuación (33):

$$R_{final} = \begin{cases} \frac{c(f-t)}{f(c-t)} * 100, & R < 93 \\ 0.7823 * R_{Ref} + R(1 - 0.7823), & R \geq 93 \end{cases} \quad (33)$$

Donde:

- $R_{final}$  = Recuperación final estimada por el modelo (%).
- $c$  = Ley de concentrado final (%).
- $f$  = Ley de alimentación (%).
- $t$  = Ley de relave (%).
- $R_{Ref}$  = Recuperación referencial (%).

- R = Recuperación preliminar estimada por el modelo (%).

Finalmente, con la recuperación ajustada, se recalcula la ley de relave final para reflejar con mayor precisión el valor correspondiente al proceso estimado. Esta relación se presenta en la Ecuación (34):

$$t_{final} = \frac{f * c \left( \frac{R_{final}}{100} - 1 \right)}{\frac{R_{final} * f}{100} - 1} \tag{34}$$

Donde:

- $t_{final}$  = Ley de relave final estimada con recuperación entregada por modelo (%)
- f = Ley de alimentación (%).
- c = Ley de concentrado final (%).
- $R_{final}$  = Recuperación final estimada por el modelo (%).

## 5. Capítulo IV. Resultados y Discusiones

### 5.1 Conciliación Modelo de Recuperación CCMC.

Teniendo ya un entendimiento del modelo de recuperación, se recopiló data operacional real de la planta desde 2020 y se introducen al modelo para su conciliación. En la Figura 7 se muestra la recuperación entregada por el modelo versus la recuperación real de la planta.

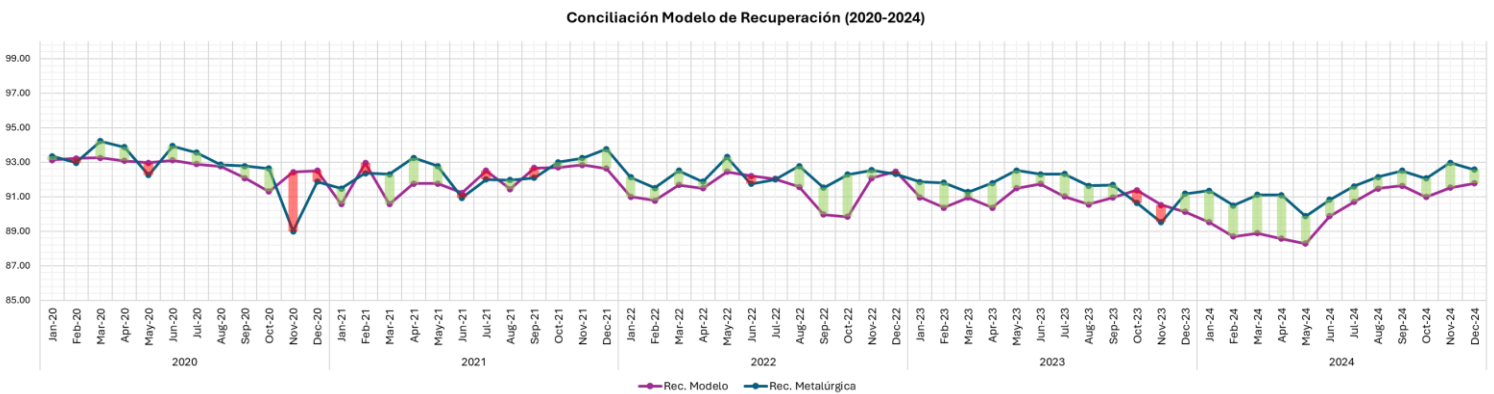


Figura 7. Conciliación Modelo de Recuperación CCMC.

Realizando un análisis de sensibilidad se aplica una perturbación de un 5% a los inputs del modelo como se observa en la Figura 8.

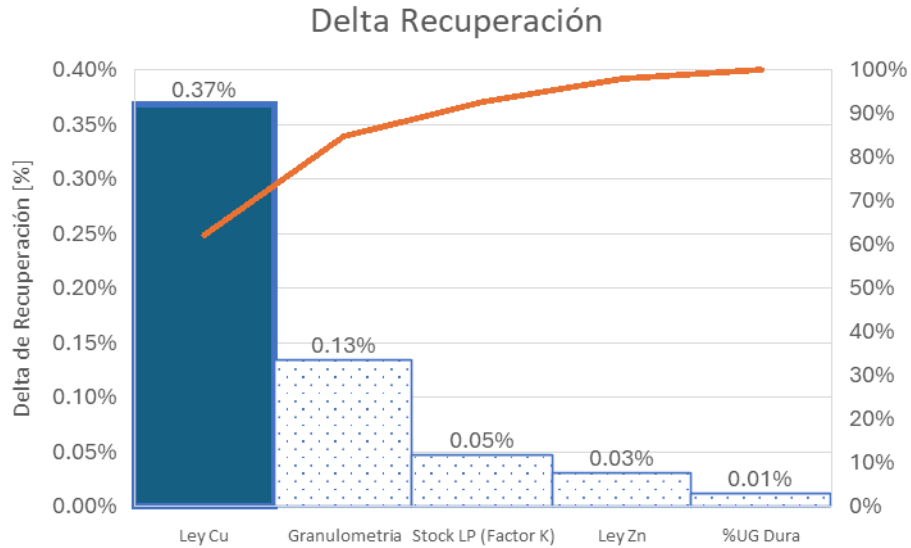


Figura 8. Análisis de sensibilidad Modelo de Recuperación.

La variable con mayor sensibilidad en el cálculo de la recuperación es la ley de alimentación de Cu, seguido del efecto de la granulometría en el throughput de la planta y en menor medida, el porcentaje de alimentación de stock de largo plazo y ley de alimentación de Zn.

Para evaluar la precisión del modelo de recuperación CCMC, se calcularon dos métricas estadísticas: la raíz cuadrática media del error (RMSE) y el error porcentual absoluto medio (MAPE). Los resultados se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4. Error Modelo de Recuperación CCMC.

<b>RMSE</b>	<b>MAPE</b>
1.2542	1.1676

En promedio las predicciones se desvían  $\pm 1.25$  puntos respecto a la recuperación real con un error relativo de un  $\approx 1.2\%$ . En la práctica esto se traduce a acertar un 98-99% de la recuperación real, lo que lo convierte en una herramienta confiable para planificación y balance metalúrgico.

A continuación, se presentan los resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas de laboratorio.

## 5.2 Caracterización de Cabeza.

### 5.2.1 Análisis químico de cabeza.

Los resultados del análisis químico de cabezas se muestran en la Figura 9. Los compósitos correspondientes a la Española (LED) presentan, en general una menor ley de Cu total en

comparación con los compósitos de Candelaria (CAN). Además, se evidencia una mayor proporción de cobre soluble en ácido y en cianuro, lo que sugiere una mayor presencia de especies oxidadas. Esta composición anticipa una menor recuperación metalúrgica esperada para los compósitos de La Española, en comparación con los de Candelaria, debido a la presencia de cobre no sulfurado.

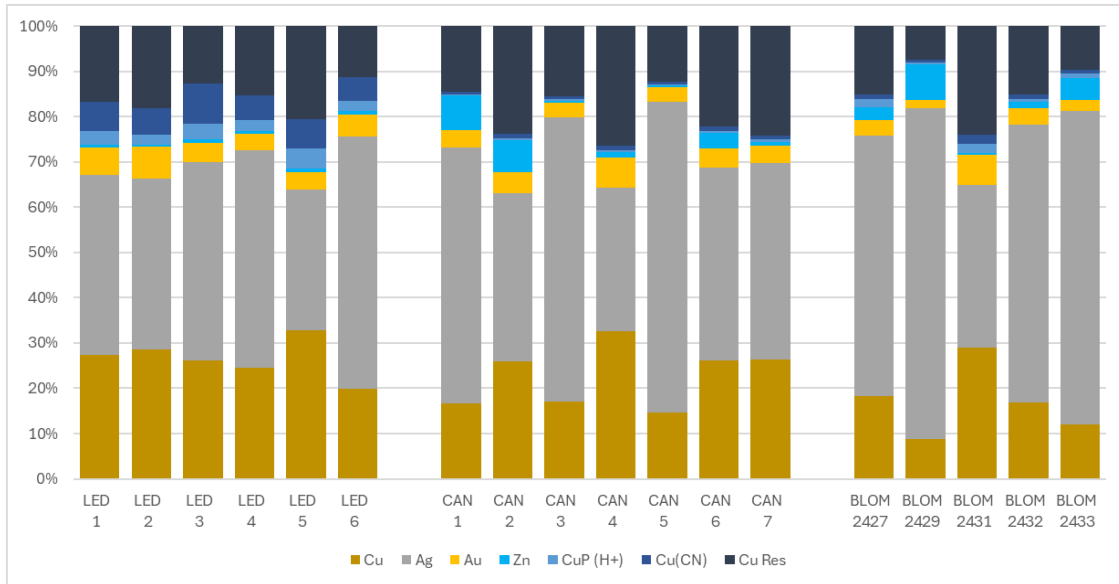


Figura 9. Resultados análisis químico de cabezas.

La Figura 10 muestra que los compósitos de La Española presentan, en promedio, un mayor contenido de Fe, el cual está asociado principalmente a la presencia de magnetita, tal como se evidencia más adelante en Mineralogía (TIMA PMA), que reporta mayor fracción magnetita-hematita, y en el Davis Tube Test (DTT), que indica un contenido superior de Fe magnético (véase Figuras 11, 12 y 14). Por otro lado, el contenido de Zn en los compósitos de La Española se mantiene por debajo de los niveles en que su presencia comienza a impactar negativamente en la recuperación global en planta, siendo además menor al contenido observado en los compósitos de Candelaria.

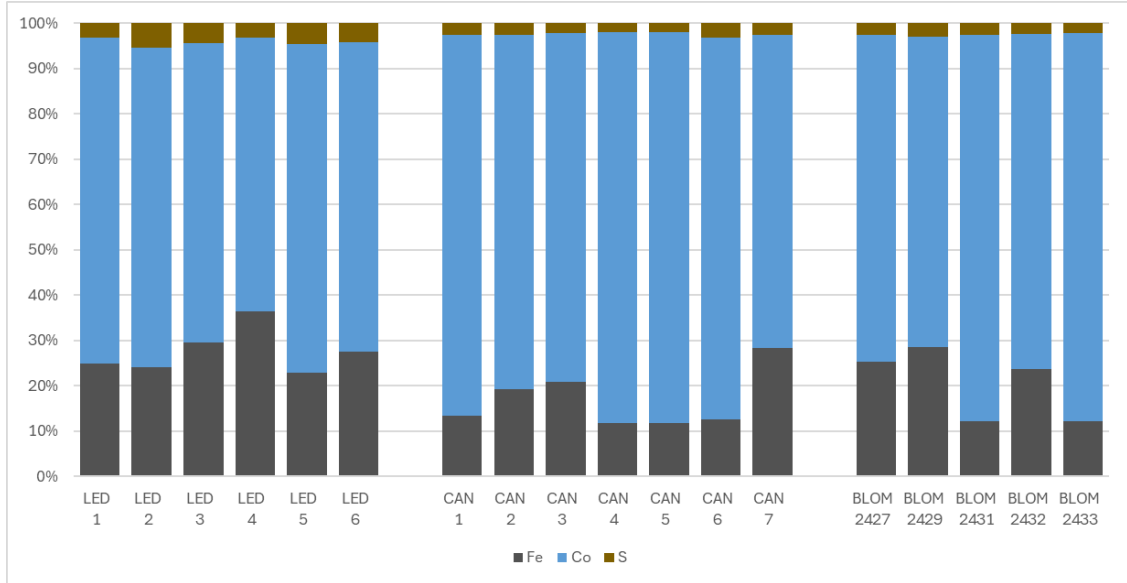


Figura 10. Distribución Fe, Co y S en cabeza.

### 5.2.2 DRX arcillas.

La caracterización integrada de cabezas evidencia contrastes claros entre procedencias. En La Española, el difractograma representativo presentado en la Figura 11 muestra picos dominantes de magnetita y andradita, acompañados por anfíboles y otros silicatos de alta dureza, lo que anticipa mayor abrasividad y consumo específico de energía en molienda. En Candelaria, la Figura 12 evidencia un predominio de silicatos como feldespato de potasio y biotita y una menor intensidad relativa de óxidos de hierro, un marco menos abrasivo que es coherente con su mejor respuesta metalúrgica en flotación. En cuanto a los sulfuros portadores de cobre, Candelaria exhibe mayor participación de calcopirita, mientras que en La Española la calcopirita es más escasa y destaca la calcosina como fase secundaria, lo que ayuda a explicar sus diferencias de ley de Cu en cabeza.

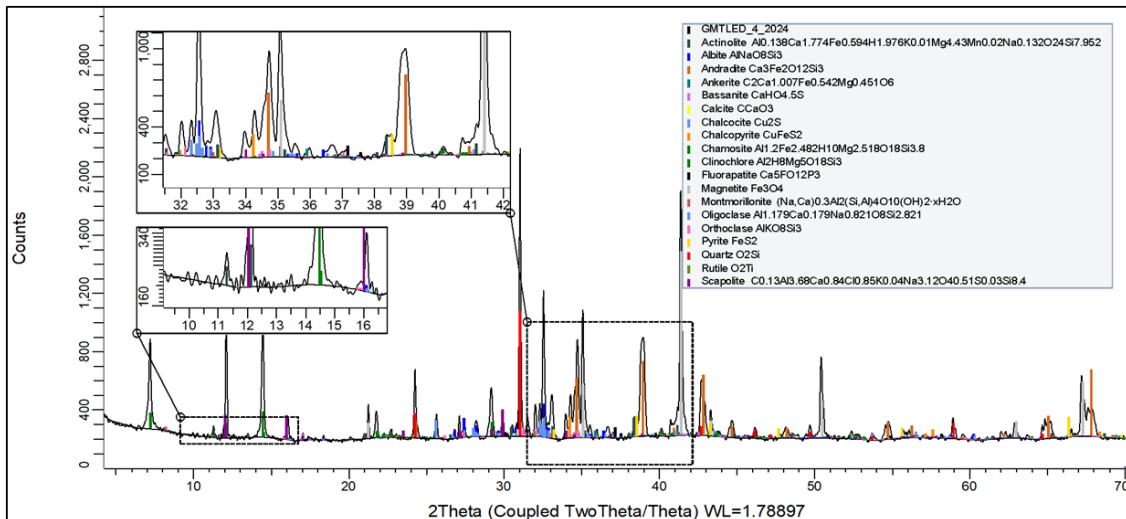


Figura 11. Difractograma representativo compósitos La Española.

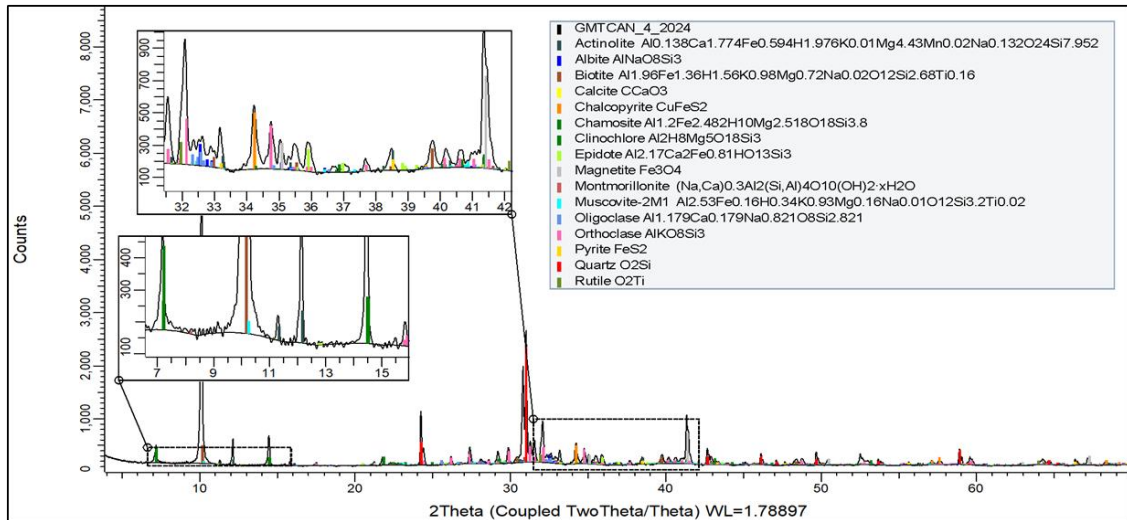


Figura 12. Difractograma representativo compósitos Candelaria.

El material en mezcla combina rasgos de ambas procedencias y presenta un comportamiento intermedio, tal como se aprecia en la Figura 13. Operacionalmente, esta composición compuesta tiende a estabilizar la ley de cabeza y a moderar simultáneamente la abrasividad y la respuesta en flotación, lo que justifica la adopción de estrategias operacionales específicas según procedencia y mezcla en la alimentación diaria a planta.

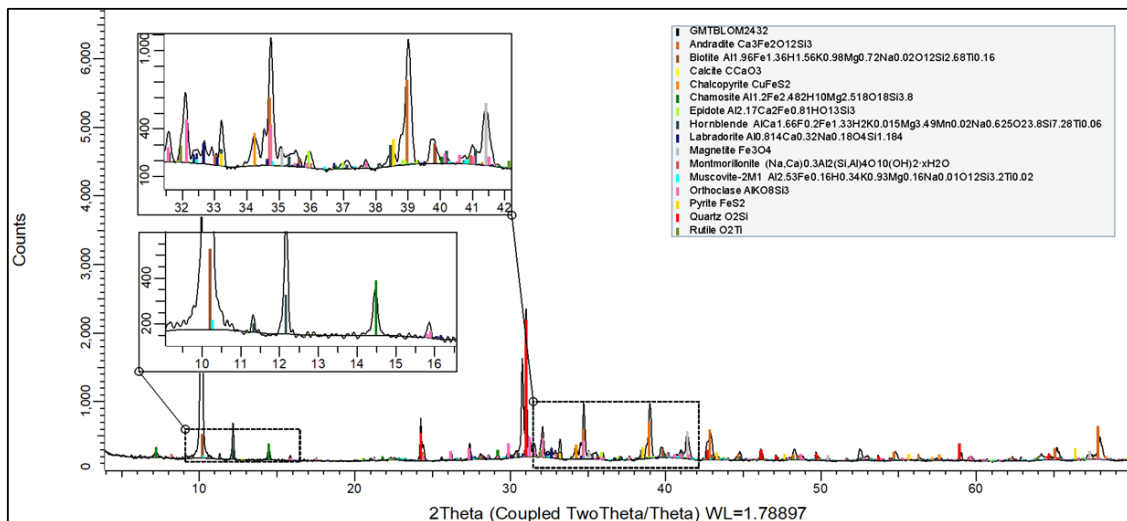


Figura 13. Difractograma representativo compósitos Blending.

### 5.2.3 Determinación de Gravedad Específica.

La Española muestra la mayor densidad aparente, con un valor promedio de 3.446 g/cc, lo que representa aproximadamente un 13% más que el mineral proveniente de Candelaria. Este resultado es coherente con el mayor contenido de minerales densos como magnetita y andradita presentes en La Española, tal como se observa en la Tabla 5. La mayor gravedad específica de La Española sugiere una mayor carga y abrasividad en molienda, y en consecuencia, requiriendo ajustes de granulometría y %sólidos en flotación.

Tabla 5. Determinación gravedad específica.

Procedencia Muestras	Promedio Medición N° 1 (g/cc)	Promedio Medición N° 2 (g/cc)	Promedio Medición N° 3 (g/cc)	Promedio GE (g/cc)
La Española	3.448	3.447	3.443	<b>3.446</b>
Candelaria	3.076	3.074	3.070	<b>3.073</b>
Blending	3.118	3.112	3.108	<b>3.113</b>

### 5.2.4 David Tube Test (DTT).

Los resultados de las pruebas DTT muestran que el mineral proveniente de La Española presenta un mayor contenido de hierro magnético, aunque con una alta variabilidad entre muestras. Esta característica sugiere una mayor probabilidad de abrasividad en la etapa de conminución, efecto que se atenúa al incorporar mineral proveniente de otras fuentes. Esta tendencia se muestra en la Figura 14.

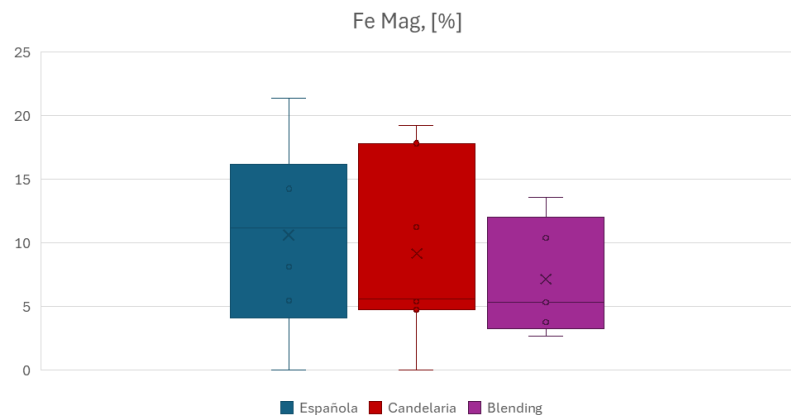


Figura 14. Resultados pruebas DTT.

### 5.2.5 pH Natural.

Todos los compósitos presentan un pH moderadamente alcalino y escasa variabilidad entre mediciones. La diferencia de apenas 0.2 a 0.3 unidades entre procedencias sugiere que no serían necesarios ajustes significativos en la dosificación de cal. Los valores obtenidos para cada procedencia se presentan en la Tabla 6.

Tabla 6. Resultados pruebas de pH natural

Procedencia Muestras	pH Medición N°1	pH Medición N°2	pH Promedio
La Española	8.23	8.25	<b>8.24</b>
Candelaria	8.45	8.47	<b>8.46</b>
Blending	8.42	8.44	<b>8.43</b>

### 5.2.6 TIMA PMA.

Como es observado en la Figura 15, el mineral de La Española presenta el menor porcentaje de sulfuros de Cu y una mayor proporción de pirita, magnetita y silicatos duros. En Candelaria, el mayor tenor de sulfuros de Cu y la menor fracción de minerales densos (magnetita-hematita y silicatos duros) favorecen una pulpa global menos densa y, en consecuencia, leyes de cabeza más altas a igual tonelaje. El Blending atenúa estas diferencias y se ubica en valores intermedios, aportando un equilibrio operativo para molienda y flotación.

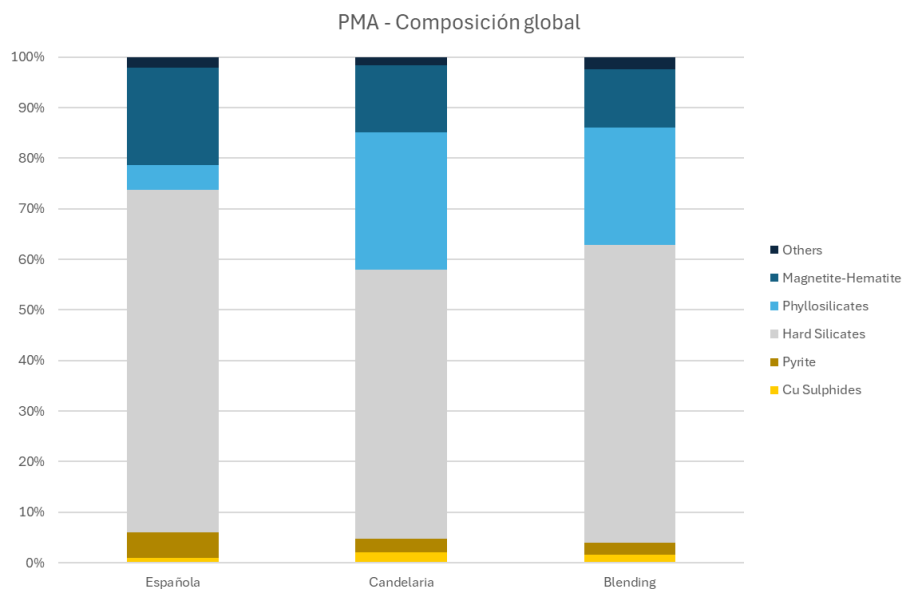


Figura 15. Resultados mineralogía modal resumida.

La Figura 16, elaborada con compósitos representativos de cada procedencia, muestra ejemplos de partículas y asociaciones que explican ese resultado. En la Española (GMTLED) se ven contactos frecuentes de sulfuros de cobre con pirita y con magnetita y hematita, además de mayor presencia de silicatos duros. En Candelaria (GMTCAN) predominan granos más simples de sulfuros de cobre o con menor vínculo con minerales densos. Esa evidencia visual respalda las proporciones del PMA y orienta los parámetros de operación para molienda y flotación.

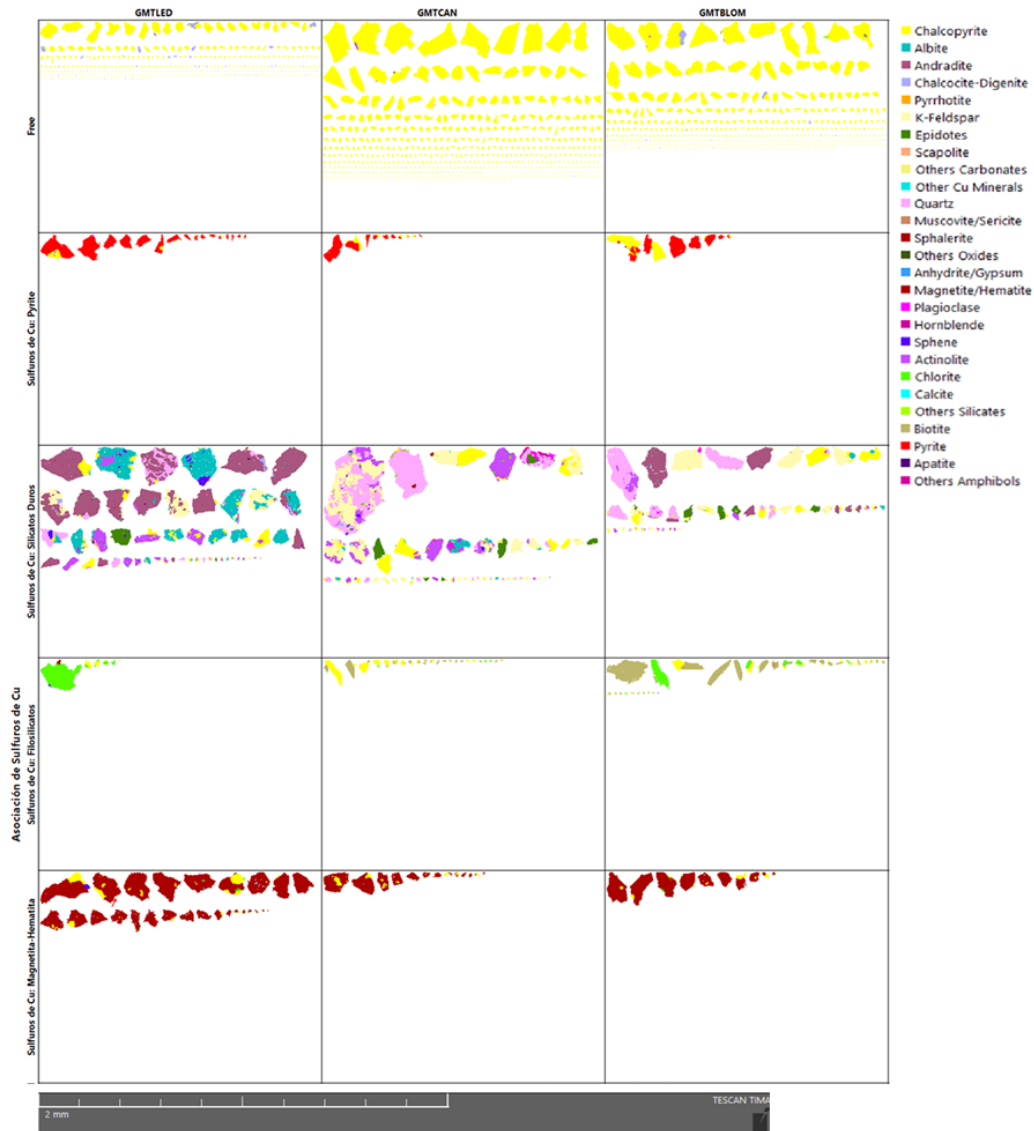


Figura 16. Tescan Tima asociaciones de sulfuros.

### 5.3 Pruebas de Molienda.

#### 5.3.1 Test Bond Bolas (BWi).

El mineral Candelaria presenta la mayor variabilidad en los resultados, lo que es coherente con el hecho de que los compósitos Candelaria fueron formados con mineral proveniente de unidades geológicas clasificadas como Dura, Blanda y Ultrablanda en planta. La Española, en cambio, muestra una dureza “media-alta” más homogénea entre compósitos, lo cual concuerda con su alta densidad y el contenido de silicatos duros observados en secciones anteriores. La mezcla de ambos materiales permite atenuar esta diferencia, lo que resalta la importancia de implementar estrategias de mezcla balanceada para estabilizar el throughput en planta. Los resultados del ensayo se presentan en la Figura 17.

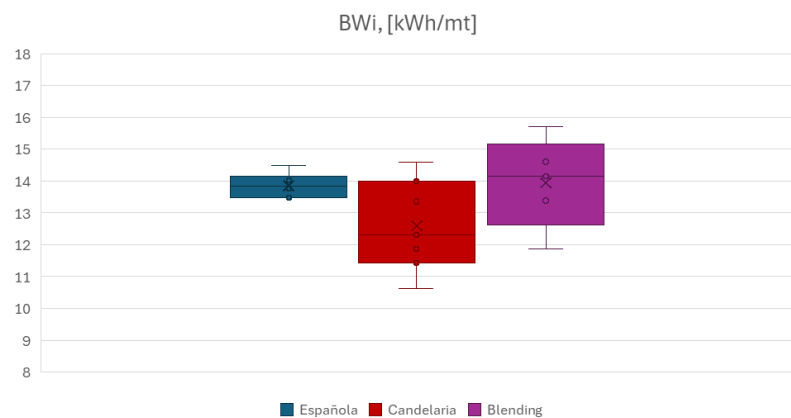


Figura 17. Resultados pruebas Bond en molino de bolas (BWi).

### 5.3.2 Test Bond Barras (RWi).

En 2023, en Candelaria se implementó un proyecto de conversión de un molino de bolas a un molino de barras, orientado a optimizar la reducción de tamaño en un rango específico de partículas. El índice de Bond de barras muestra la misma tendencia que el índice de Bond bolas, con mayor variabilidad en el caso de Candelaria y valores intermedios para la mezcla. Los resultados del ensayo se presentan en la Figura 18.

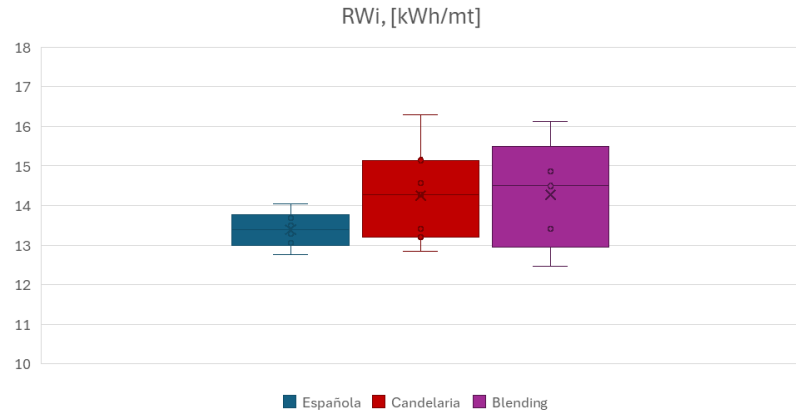


Figura 18. Resultados pruebas Bond en molino de barras (RWi).

### 5.3.3 Test SPI.

El índice SPI muestra que La Española y Candelaria presentan valores comparables en términos de dureza SAG, aunque La Española exhibe una mayor dispersión entre compósitos. En condiciones de mezcla, esta variabilidad aumenta aún más, reflejando una respuesta menos predecible en molienda, como se muestra en la Figura 19. Considerando que en la operación real de la planta el principal cuello de botella se presenta en la etapa de molienda SAG, estos resultados podrían indicar que el SPI representa un descriptor más relevante que otros índices de dureza al momento de anticipar el comportamiento en planta, especialmente al definir estrategias de mezcla.

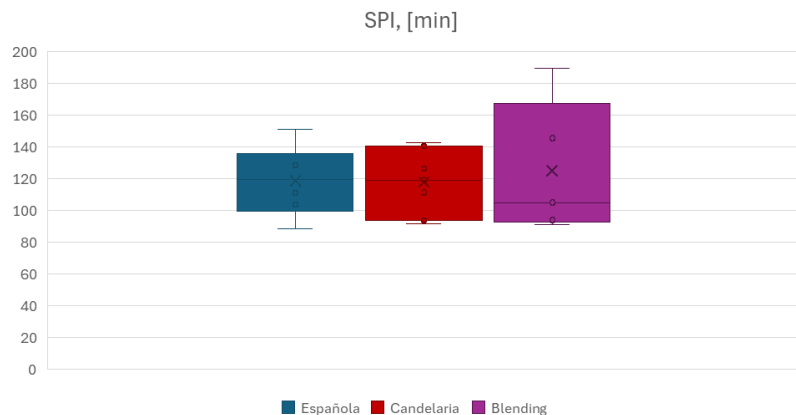


Figura 19. Resultados prueba SPI.

### 5.3.4 Test SMC.

La Española muestra los valores de Axb más altos y Dwi más bajos, lo que indica que varios de sus compósitos tienden a fracturarse con mayor facilidad en la etapa de molienda SAG. Por el contrario, el mineral Candelaria se caracteriza por mayores valores de DWi y una distribución más estrecha y moderada de Axb, sugiriendo una mayor resistencia a la fractura. En el caso del mineral Blending, se observa una atenuación general de estas diferencias, lo que respalda su rol estabilizador en el rendimiento de la planta. Estas observaciones se presentan en la Figura 20.

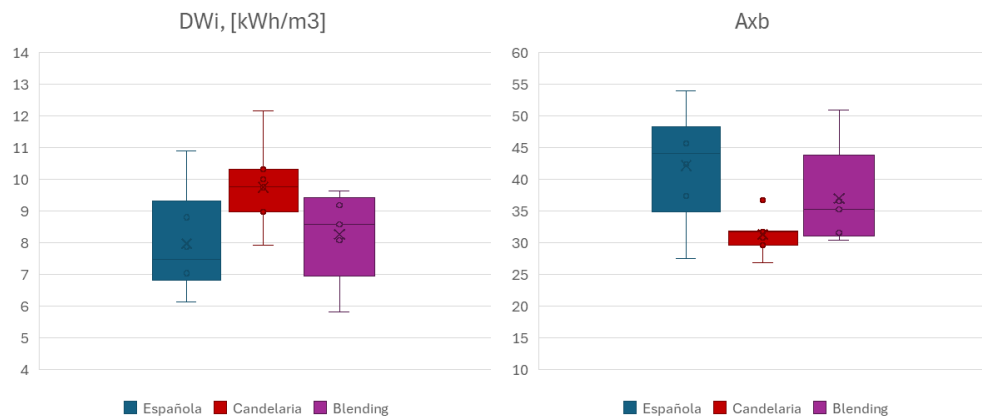


Figura 20. Resultados parámetros DWi y Axb test SMC.

### 5.3.5 Test de Abrasión (Ai).

La Española exhibe los índices de abrasión más altos, con resultados bastante consistentes entre compósitos. Este comportamiento es coherente con su elevado contenido de magnetita y la presencia significativa de silicatos duros como andradita y anfíboles. En contraste, el mineral Candelaria presenta valores generalmente más bajos, aunque algunos compósitos, provenientes de unidades geológicas clasificadas como “duras”, se acercan al rango observado para la Española. La mezcla de ambos genera un comportamiento intermedio, atenuando la abrasividad total del mineral tratado. Los resultados se presentan en la Figura 21.

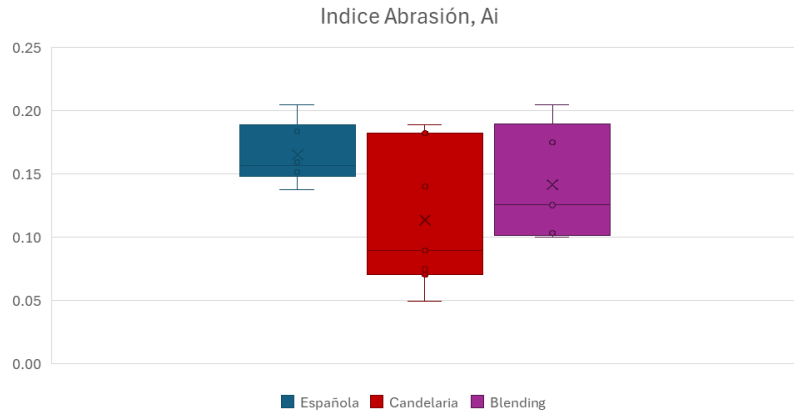


Figura 21. Resultados del Índice de Abrasión (Ai).

### 5.3.6 Síntesis de conminución y lineamientos operacionales.

En general, los resultados de las pruebas de conminución indican que la Española presenta una dureza “media” y homogénea según el índice de Bond (BW<sub>i</sub>), junto con valores altos de A<sub>xb</sub> y bajos de D<sub>wi</sub> en el test SMC, lo que sugiere que su fracturabilidad en molienda SAG es favorable. Sin embargo, también exhibe los índices de abrasión más altos, lo que anticipa un mayor desgaste de los medios moledores y revestimientos.

Por su parte, el mineral Candelaria muestra una mayor variabilidad en BW<sub>i</sub>, lo que concuerda con la diversidad litológica de las unidades geológicas incluidas en los compósitos. En general, es menos abrasivo que la Española (con excepción de algunos lotes) y presenta mayor resistencia a la fractura SAG, reflejada en sus menores A<sub>xb</sub> y mayores D<sub>wi</sub>.

La mezcla entre ambos minerales tiende a suavizar estas diferencias, acercando los indicadores de dureza y abrasividad a valores intermedios. No obstante, también puede inducir mayor dispersión en variables como el SPI, incrementando la variabilidad operativa del circuito SAG.

En este contexto, la estrategia de mezcla en la alimentación a planta será determinante para estabilizar el throughput, optimizar el consumo energético y prolongar la vida útil de los revestimientos y medios de molienda. Asimismo, la priorización de ciertos parámetros (como SPI) podría ser clave para predecir cuellos de botella en molienda SAG, especialmente bajo condiciones de mayor variabilidad mineralógica.

## 5.4 Pruebas de Flotación.

### 5.4.1 Cinética de Molienda.

Los resultados de cinética de molienda, presentados en la Figura 22, respaldan la dureza previamente observada y complementan los ensayos de reducción de tamaño al permitir observar la evolución temporal de la fragmentación y confirmar de forma dinámica la respuesta del mineral frente a la molienda. Como se observa en el gráfico “Cinética de Molienda” de la Figura 22, los compósitos de la Española presentan la cinética más lenta, reflejando una menor velocidad de reducción de tamaño. En contraste, los compósitos de Candelaria muestran una mayor dispersión, la cual queda resumida en el gráfico “Variabilidad entre muestras” de la Figura 22. Esta dispersión es atribuible a la variabilidad litológica de las unidades geológicas muestreadas. La mezcla exhibe un comportamiento intermedio, pero nuevamente con una dispersión elevada, lo que sugiere sensibilidad a las proporciones de los minerales involucrados. En general, la velocidad de liberación del mineral dependerá directamente de la combinación diaria de procedencias en la alimentación a planta.

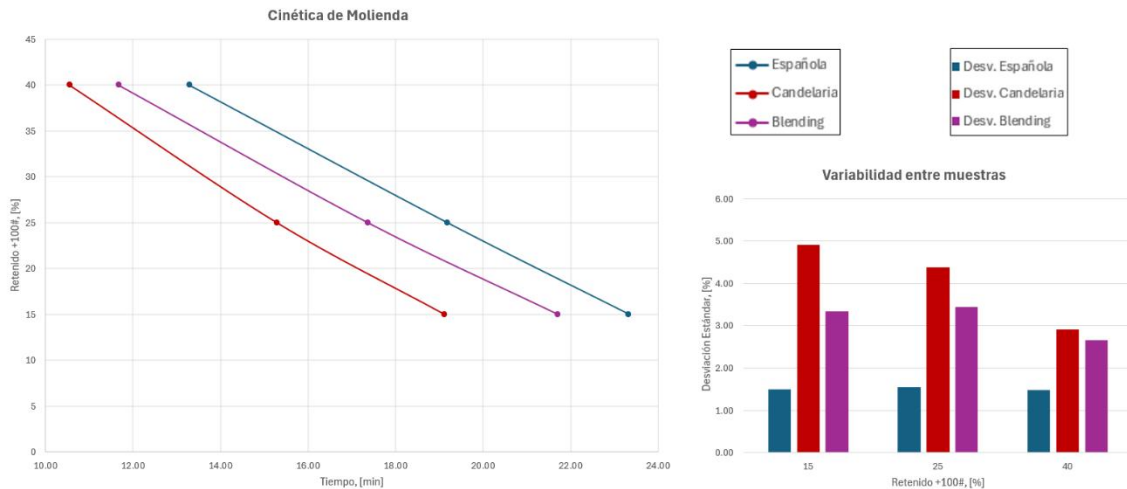


Figura 22. Resultados de pruebas cinéticas de molienda: (a) curva de molienda y (b) desviación entre compósitos por procedencia.

#### 5.4.2 Cinética de Flotación.

La cinética de flotación muestra diferencias claras entre procedencias. En la Figura 23 se presenta la recuperación acumulada de cobre en función del tiempo. Como se observa La Española parte con recuperaciones iniciales más bajas y se estabiliza en torno a 85%, lo que indica una velocidad inicial menor y un nivel asintótico inferior. Candelaria alcanza sobre 90% en pocos minutos y mantiene ese nivel durante el ensayo. La mezcla queda en un rango intermedio y refleja el efecto de la procedencia dominante en la mezcla. Este contraste es coherente con la mineralogía descrita previamente, donde Candelaria tiene mayor proporción de sulfuros de cobre y menor ganga densa,

mientras que La Española presenta más pirita, magnetita y silicatos duros. De acuerdo con el análisis de mezclas, con hasta un 10% de la Española en la alimentación se sostienen recuperaciones globales sobre el 90%, y sobre ese umbral la recuperación tiende a bajar hacia el 80% a 88% según la proporción. En planta, la razón de mezcla y los tiempos de residencia en flotación son las palancas operativas para sostener los niveles de recuperación esperados.

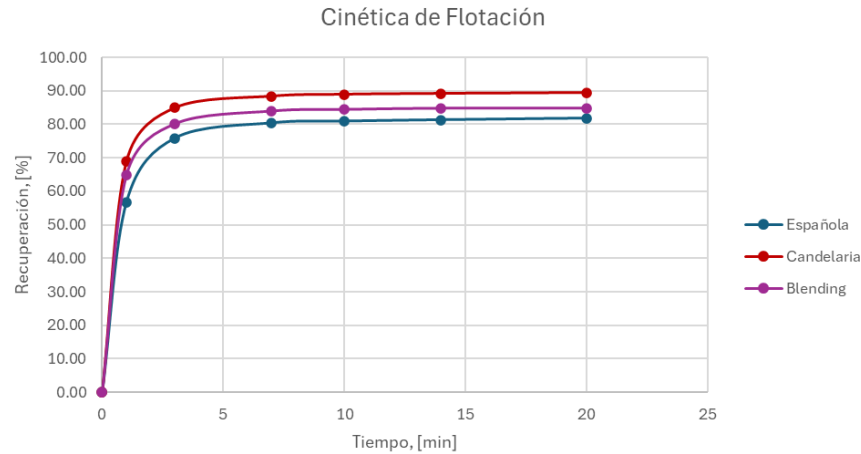


Figura 23. Resultados de cinética de flotación.

#### 5.4.3 Test de Ciclo Abierto (TCA).

En la Figura 24 se compara la recuperación rougher obtenida desde la cinética con la medida en el test de ciclo abierto. Candelaria presenta brechas acotadas entre ambas mediciones, sugiriendo menor pérdida en la etapa de limpieza, lo que resulta coherente con su mineralogía y con el régimen de reactivos optimizados históricamente para este mineral. En el caso de La Española las brechas son mayores, la eficiencia de la limpieza se sitúa en rangos cercanos al 98% cuando esta forma parte de la alimentación, valor que será usado como referencia para las estimaciones en este informe.

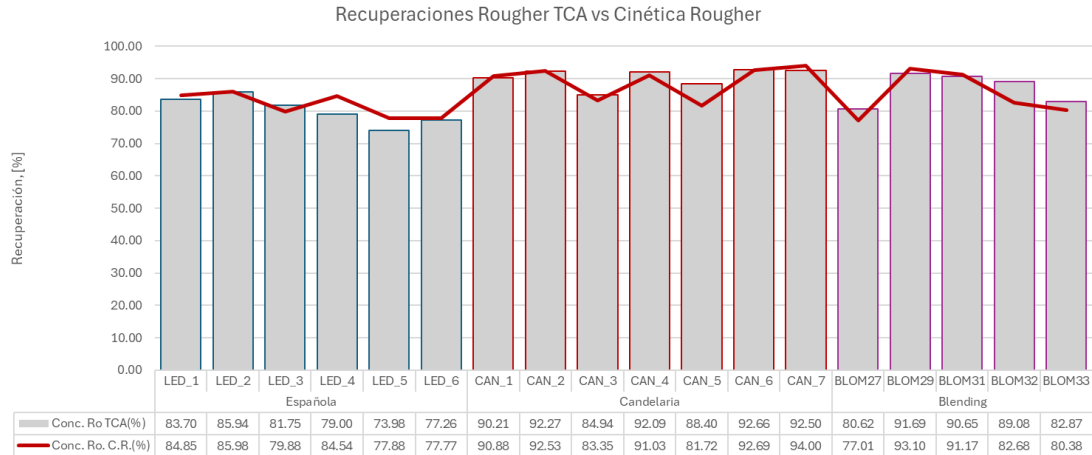


Figura 24. Recuperaciones rougher TCA vs Cinética.

Las mezclas se ubican entre ambos comportamientos y su desempeño depende de la proporción diaria de cada procedencia en la alimentación. Combinaciones con mayor aporte de Candelaria tienden a sostener recuperaciones globales altas, mientras que incrementos de La Española reducen la velocidad de flotación y aumentan la sensibilidad a la dosis de reactivos. Es por esto que ajustar la mezcla y el régimen de reactivos resulta clave para cumplir simultáneamente con metas de ley y de recuperación.

### 5.5 Reología de pulpas.

Las pulpas provenientes de La Española presentan los valores más altos de yield stress y de viscosidad a un mismo porcentaje de sólidos, con un incremento especialmente marcado a partir de ~55%S. El mineral de Candelaria exhibe los valores más bajos y en mezcla se observa un nivel intermedio. Estos patrones se muestran en la Figura 25.

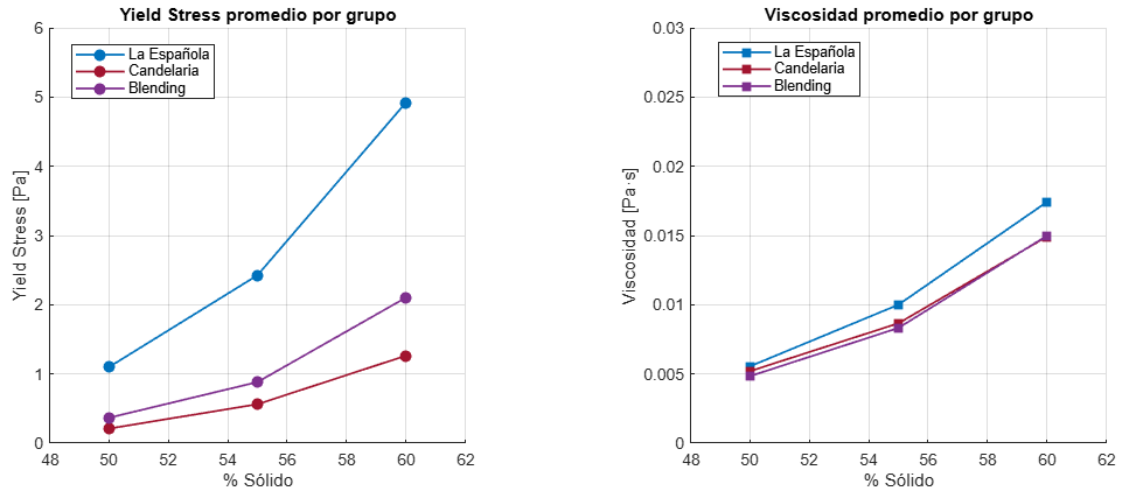


Figura 25. Resultados de Yield Stress y Viscosidad.

Desde el punto de vista operativo, un aumento de la fracción de La Española en la alimentación podría requerir reforzar el control reológico del circuito (dosificación de floculantes, setpoints en espesadores y capacidad de bombeo) para mantener las metas de sedimentación y transporte.

### 5.6 Campaña geometalúrgica 2018.

En el año 2018 se realizó una primera campaña geometalúrgica con muestras solo provenientes de La Española. La campaña 2024 buscó robustecer esa información, sin embargo, al comparar ambas campañas se observan diferencias relevantes en ley, mineralogía, conminución y flotación, con impactos operacionales claros.

La Figura 26 muestra que La Española 2024 presenta ley de Cu más baja que en 2018, por debajo de Candelaria, con la mezcla en un nivel intermedio.

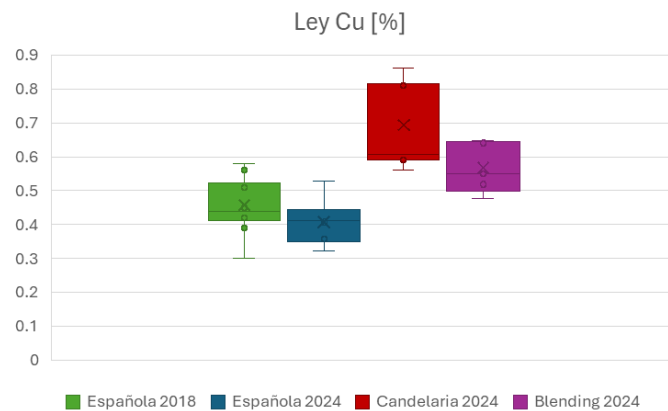


Figura 26. Ley de Cu en alimentación por procedencia.

Los portadores de Cu observados son consistentes con esa caída de ley. En la Figura 27 se logra observar una disminución de la calcopirita en La Española respecto de 2018, además del incremento de calcosina como portador, mientras Candelaria mantiene mayor tenor de calcopirita.

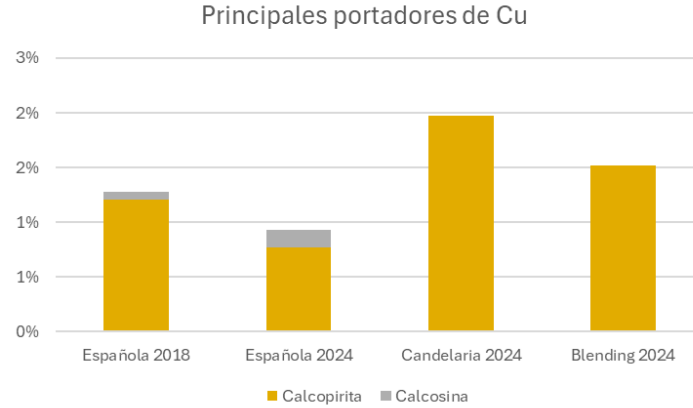


Figura 27. Principales portadores de Cu por procedencia.

En conminución los resultados confirman un material más exigente en 2024. La Figura 28 muestra que BWi y SPI aumentan, Axb disminuye y Ai sube levemente, lo que indica mayor dureza y abrasividad. Este patrón es coherente con la mayor proporción de minerales densos y silicatos duros descrita en mineralogía. En conjunto La Española 2024 muestra un comportamiento que converge hacia el comportamiento típico de Candelaria, por lo que ya no se perfila como un material blando para aumentar el procesamiento sin una estrategia de mezcla y control operacional adecuados.

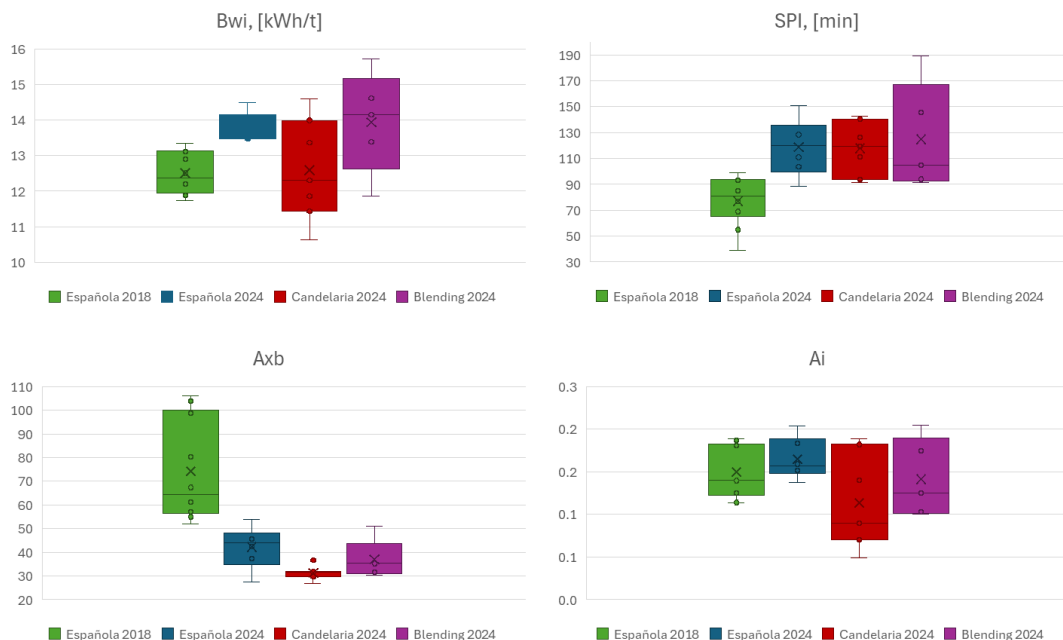


Figura 28. Resultados pruebas de molienda campaña 2018 vs 2024.

En flotación rougher la Figura 29 evidencia recuperaciones más bajas para la Española 2024 respecto de 2018, situándose en torno a 78-86%. La Figura 30 resume dos causas directas: cae la proporción de Cu libre y aumenta la asociación férrica de los sulfuros de Cu.

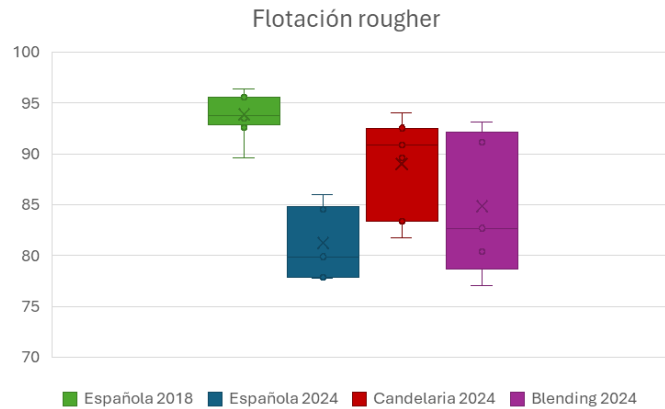


Figura 29. Comparación resultados flotación rougher campaña 2018 vs 2024.

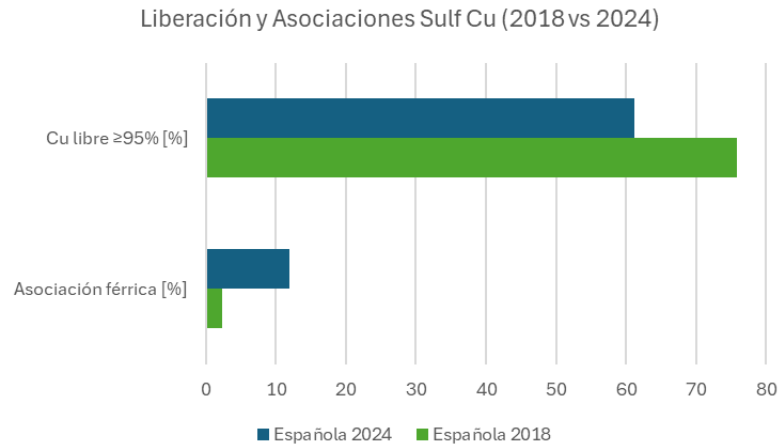


Figura 30. Comparación liberación y asociación de sulfuros de Cu campaña 2018 vs 2024.

El efecto en selectividad se observa en la Figura 31, donde el concentrado rougher 2024 de la Española contiene más ganga férrica y silicatada que el de Candelaria, con la mezcla en un nivel intermedio. Considerando además la mayor presencia de Cu soluble en el mineral de La Española el régimen de cal y reactivos actual es un indicador importante que monitorear debido a su optimización al mineral de Candelaria y no para una ganga tan férrica.

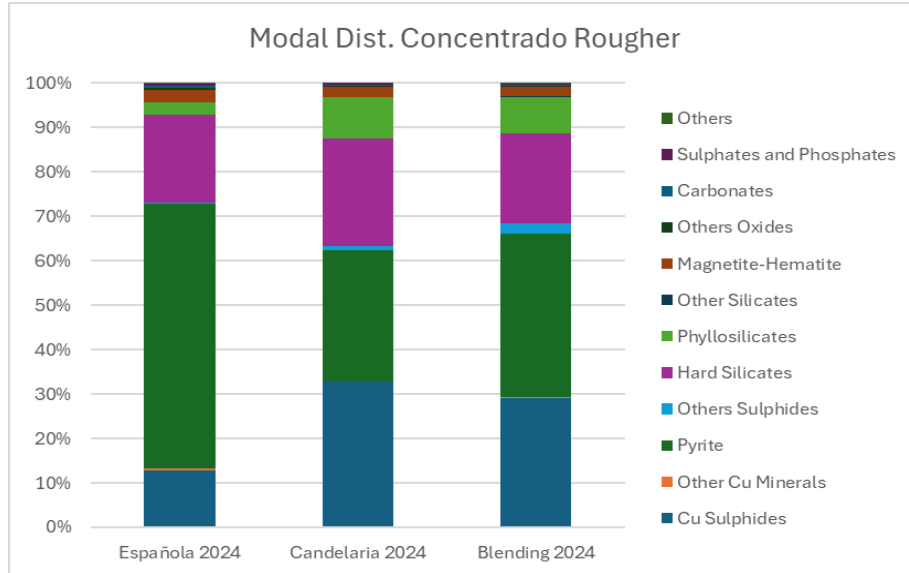


Figura 31. Distribución modal concentrado rougher campaña 2024.

Las diferencias entre campañas se explican por el control geológico. La Figura 32 muestra que las muestras 2024 provienen de sectores más someros y meteorizados, con mayor ganga férrica y presencia de especies secundarias de Cu. Las muestras 2018 corresponden a zonas más frescas y profundas, con mayor proporción de calcopirita y menor ganga densa.

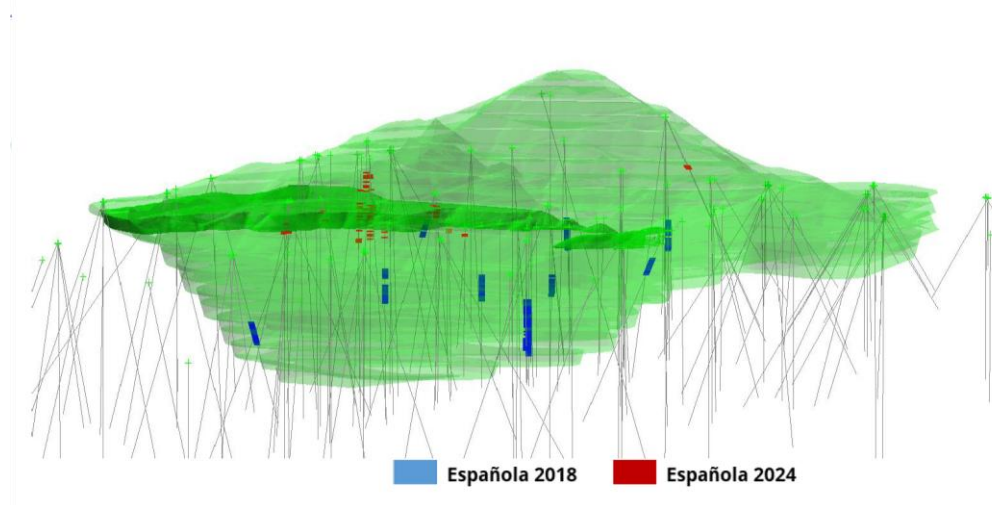


Figura 32. Ubicación espacial muestras La Española campaña 2018 y 2024.

Finalmente, la Tabla 7 registra que en 2018 se aplicaron dosificaciones de reactivos distintas, reactivos de avance y un collar de bolas diferente para la cinética de molienda, condiciones que se apartan del estándar de laboratorio de Minera Candelaria. Considerando estas variaciones de protocolo, junto con el cambio mineralógico asociado a la profundidad de los sondajes y el criterio de muestreo de la campaña 2024 orientado a los primeros 5 años de alimentación de La Española

en planta, se decide utilizar sólo los resultados 2024 para la estimación preliminar del efecto de La Española en el modelo de recuperación. Cuando se disponga de muestras más profundas se recomienda repetir las pruebas con el protocolo estándar para corroborar y robustecer la información de 2018, considerando la alimentación a planta más tardía de esta zona del mineral.

Tabla 7. Condiciones pruebas de flotación campaña 2018 vs 2024.

Campaña	AP-3894 (Colector primario)	Hostafлот Lib-K (Colector secundario)	Nalflote 9837 (Espumante)	Collar de bolas
2024	8	4	6	3 fracciones
2018	10+2(3')	6	10+2(3')	2 fracciones

### 5.7 Implementación “efecto La Española” al modelo de recuperación.

El análisis de los ensayos de flotación indica que la variable que mejor se correlaciona con la recuperación es la razón de solubilidad (RS). Esto es presentado en la Figura 33.

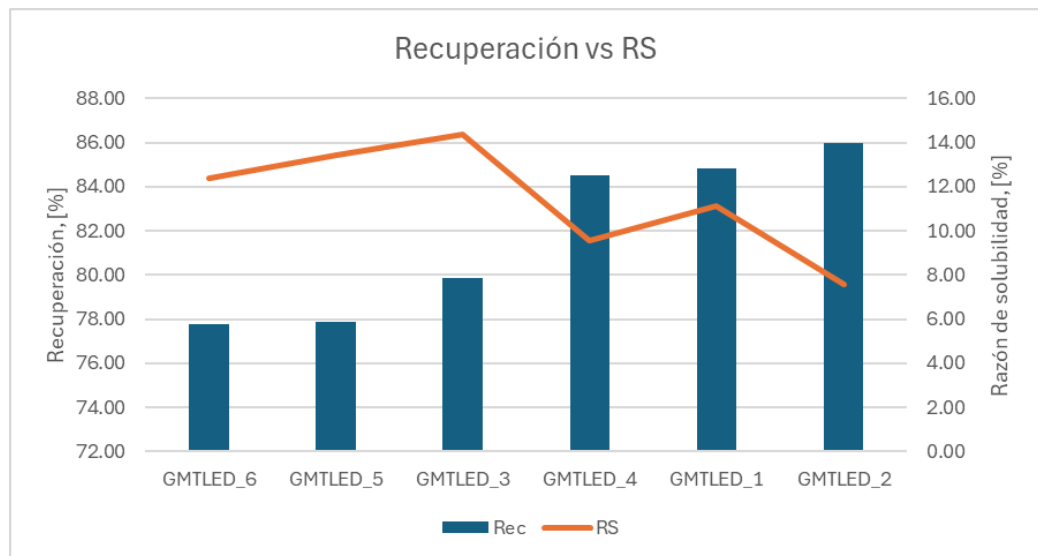


Figura 33. Tendencia Recuperación vs Razón de solubilidad.

Si bien, la magnetita y los silicatos duros también contribuyen a la caída de las recuperaciones, el tamaño de la base de datos no permite cuantificar este efecto de una manera clara y suficientemente representativa. En consecuencia, el modelo incorporará el impacto de La Española a través de su proporción de alimentación, ley de alimentación planta y su razón de solubilidad, dejando el efecto de la magnetita y los silicatos duros implícito dentro de los rangos de recuperación observados.

Para incorporar el efecto de La Española al modelo de recuperación se construyó una regresión lineal multivariable que relaciona la ley de Cu, La razón de solubilidad y su proporción en la mezcla de alimentación. Los coeficientes obtenidos se muestran en la Ecuación (35):

$$Rec_{esp} = 0.01 * f_{Cu} - 0.4962 * RS - 0.01 * \%Esp + 90.229 \quad (35)$$

Donde:

- $Rec_{esp}$  = Estimación de recuperación mineral La Española (%).
- $f_{Cu}$  = Ley de alimentación de Cu (%).
- RS = Razón de solubilidad del mineral La Española (%).
- $\%Esp$  = Porcentaje de mineral La Española en alimentación (%).

La diferencia entre esta recuperación estimada y la recuperación referencial del modelo base se definió como  $\Delta Rec_{esp}$ .

Con el delta de recuperación obtenido se realizó un balance metalúrgico análogo al realizado en las Ecuaciones (24) y (28) para estimar el impacto de La Española en el relave mediante la Ecuación (36):

$$t_{\Delta Rec_{esp}} = \frac{c * f * \left( R_{min} + \frac{\Delta R_{esp}}{100} - 1 \right)}{\left( R_{min} + \frac{\Delta R_{esp}}{100} \right) * f * c} \quad (36)$$

Donde:

- $t_{\Delta Rec_{esp}}$  = ley de relave por impacto de La Española en alimentación (%).
- $c$  = Ley de concentrado (%).
- $f$  = ley de alimentación (%)
- $R_{min}$  = Recuperación mínima histórica (%).
- $\Delta Rec_{esp}$  = Variación en la recuperación por impacto de La Española en alimentación (%).

Posterior a esto, de la diferencia entre el impacto obtenido de la Ecuación (36) y la ley de relave base del modelo, se estima el aporte al relave por alimentación de La Española mediante la Ecuación (37):

$$t_{esp} = t_{\Delta Rec_{esp}} - t_{Base} \quad (37)$$

Donde:

- $t_{esp}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de La Española en alimentación (%).

- $t_{\Delta Resp}$  = Ley de relave por impacto de La Española en alimentación.
- $t_{Base}$  = Ley de relave base (%)

El impacto estimado por La Española será añadido a la Ecuación (31) para la estimación de relave final, como se muestra en la Ecuación (38):

$$t = \begin{cases} 0.036, & t < 0.036 \\ t_{UG} + t_{Zn} + t_{FK} + t_{f_{Cu}} + t_{esp}, & t \geq 0.036 \end{cases} \quad (38)$$

Donde:

- $t$  = Ley de relave final (%).
- $t_{UG}$  = Aporte a la ley de relave ponderada por clasificación de unidad geológica (%).
- $t_{Zn}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de Zn en alimentación (%).
- $t_{FK}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de  $F_K$  (%).
- $t_{f_{Cu}}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de Ley de Cu en alimentación (%).
- $t_{esp}$  = Aporte a la ley de relave por impacto de La Española en alimentación (%).

Finalmente, esta nueva ley de relave será utilizada en la Ecuación (34) para la estimación de recuperación final.

Los resultados de recuperación en laboratorio fueron escalados mediante el tiempo de residencia rougher en planta y considerando un factor de pérdida en etapas cleaner de ~2% de acuerdo con los resultados obtenidos en el test de ciclo abierto.

Implementando el impacto del mineral de La Española al modelo de la forma anteriormente descrita, se introducen los inputs al nuevo modelo para su conciliación con respecto a los resultados obtenidos en las pruebas, presentado en la Figura 34.

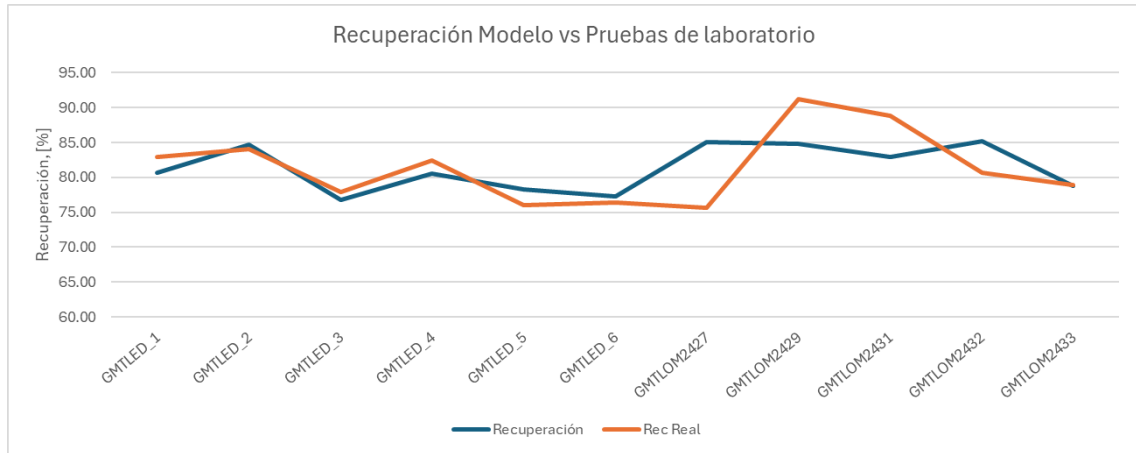


Figura 34. Recuperación Modelo vs Pruebas de laboratorio.

El error del modelo es presentado en la Tabla 8. En promedio las predicciones se desvían  $\pm 4.2$  puntos respecto a la recuperación real con un error relativo de un  $\approx 4\%$ , acertando en práctica un 96% de la recuperación real. Este nivel de error sugiere que el modelo preliminar tiene utilidad para tendencias generales, pero no es lo bastante robusto ni preciso para decisiones de mezcla y control en tiempo real.

Tabla 8. Error modelo de recuperación con efecto La Española.

<b>RMSE</b>	<b>MAPE</b>
4.2822	3.9138

Para incrementar la robustez del modelo es imprescindible ampliar la base de datos con más ensayos de laboratorio y, sobre todo, con mediciones reales de planta. De esta forma será posible capturar la variabilidad operativa y validar los coeficientes bajo condiciones reales, además de poder implementar otras variables relevantes, como lo son las asociaciones con magnetita y silicatos duros, de manera representativa.

## 6. Capítulo V. Conclusiones y Recomendaciones.

La caracterización mineralógica y metalúrgica del yacimiento La Española demostró una evolución significativa respecto a campañas anteriores, presentando en 2024 un mineral más duro, abrasivo y con menores niveles de liberación y concentración de sulfuros flotables. En particular, se observó una caída de más de 10 puntos porcentuales en el cobre libre respecto a 2018 y una mayor presencia de ganga férrica como magnetita y silicatos duros, elementos que afectan directamente la recuperación por flotación.

Las pruebas de flotación indicaron recuperaciones rougher en el rango de 78-86%, inferiores a las históricas de Candelaria. Esto se atribuye principalmente a asociaciones desfavorables, mayor contenido de cobre soluble, arrastre de ganga y un régimen de reactivos no adaptado al nuevo mineral. Como resultado, el modelo de recuperación con la incorporación del efecto de La Española mostró un error medio absoluto (MAPE) de 3.91% y una desviación típica (RMSE) de 4.28 puntos porcentuales en sus predicciones respecto a los ensayos de laboratorio, lo cual, si bien es adecuado para análisis preliminares y tendencias generales, aún no es suficientemente robusto para aplicaciones en control operacional o decisiones de mezcla a corto plazo.

Se logró implementar exitosamente el efecto del mineral de La Española al modelo de recuperación existente mediante una regresión lineal multivariable basada en la ley de alimentación, proporción del mineral en la mezcla y razón de solubilidad. Este trabajo permitió cuantificar el impacto estimado sobre la ley de relave y la recuperación proyectada del circuito, incorporando el comportamiento observado en planta y laboratorio, y sentando así una base metodológica para futuras incorporaciones de variables relevantes al modelo de recuperación.

### **Recomendaciones:**

- Ampliar la base de datos con nuevos ensayos de laboratorio, especialmente de zonas más profundas del yacimiento La Española, con el fin de capturar mejor su variabilidad geometalúrgica.
- Evaluar el ajuste del régimen de reactivos en planta para mejorar la recuperación de cobre soluble y la selectividad frente a ganga férrica.
- Considerar el monitoreo de la variabilidad en la presencia de magnetita y silicatos duros mediante pruebas de laboratorio, a modo de implementar este efecto como variable al modelo de recuperación.
- Validar el modelo de recuperación ajustado con datos reales de planta una vez se comience a alimentar La Española, a fin de recalibrar coeficientes bajo condiciones industriales.

## 7. Capítulo VI. Bibliografía

- [1] Dominy SC, O'Connor L, Parbhakar-Fox A, Glass HJ, Purevgerel S. Geometallurgy – A Route to More Resilient Mine Operations. *Mineral*. 2018;8(12):560. Disponible en: <https://www.mdpi.com/2075-163X/8/12/560>
- [2] Ortiz J. Predictive modelling workflows in geometallurgy [Internet]. Kingston: Geometallurgy Research Group, Queen's University; 2023. Disponible en: <https://geomet.engineering.queensu.ca/wp-content/uploads/2022-01-Ortiz-Predictive-Modelling.pdf>
- [3] Osorio M, Ruiz Z, Pérez E, Alvarado L. Modelamiento matemático aplicado a conminución. *Revista Tecnia*. 2014;24(1):76-85. Disponible en: <https://www.revistas.uni.edu.pe/index.php/tecnica/article/download/34/28/>
- [4] Pérez Matos EA, Pérez DE, Alvarado JL, Corimanya MJA. Modelo matemático aplicado a molienda discontinua "Batch". *Revista Tecnia*. 2017;27(1):21-28. Disponible en: <https://www.revistas.uni.edu.pe/index.php/tecnica/article/view/122>
- [5] Bustamante M. Diseño óptimo de circuitos de flotación. Santiago: Universidad de Santiago de Chile; 2020. Disponible en: [https://inglomayor.cl/edicion\\_18/a/paper4.pdf](https://inglomayor.cl/edicion_18/a/paper4.pdf)
- [6] Donoso G. Modelamiento geometalúrgico de recuperación de cobre incorporando datos espectrales [Tesis de Magíster]. Santiago: Universidad de Chile; 2020. Disponible en: <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/176633/Modelamiento-geometal%C3%BAgico-de-recuperaci%C3%B3n-de-cobre-incorporando-datos-espectrales.pdf>
- [7] SGS Mineral Services. SGS comminution testing – bench and pilot scale. Lakefield: SGS; 2017. Disponible en: <https://www.sgs.com/-/media/sgscorp/documents/corporate/brochures/sgs-canada-inc-minerals-comminution.cdn.en-CA.pdf>
- [8] Wikedzi AW. Optimization and performance of grinding circuits: the case of Buzwagi Gold Mine (BGM). Doctoral thesis. Freiberg: Technische Universität Bergakademie Freiberg, 2018. Disponible en: <https://nbn-resolving.org/urn:nbn:de:bsz:105-qucosa-235098>
- [9] Jankovic A, Dundar H, Mehta R. Relationships between comminution energy and product size for a magnetite ore. *J S Afr Inst Min Metall*. 2010;110(3):187-96. Disponible en: <https://scielo.org.za/pdf/jsaimm/v110n3/07.pdf>
- [10] SGS Mineral Services. An overview of the test procedures available to characterize ore grindability. Lakefield: SGS; 2011. p.2-4. Disponible en: <https://www.sgs.com/->

/media/sgscorp/documents/corporate/brochures/sgs-min-tp2011-08-sag-mill-testing-for-ore-grindability.cdn.en-CA.pdf

[11] L. G. Austin A commentary on the Kick, Bond and Rittinger laws of grinding. Powder Technology 1973;7(3):315-317. Disponible en: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0032591073800427/pdf?md5=244d3b22f455183f94aecdbb9f0df0c5&pid=1-s2.0-0032591073800427-main.pdf>

[12] Global Mining Guidelines Group. Determining the Bond Efficiency of Industrial Grinding Circuits. 2021. Disponible en: [https://gmgroup.org/wp-content/uploads/2024/07/GUIDELINE\\_\\_Determining-the-Bond-Efficiency-of-Industrial-Grinding-Circuits\\_2021.pdf](https://gmgroup.org/wp-content/uploads/2024/07/GUIDELINE__Determining-the-Bond-Efficiency-of-Industrial-Grinding-Circuits_2021.pdf)

[13] Bueno MdP, Almeida T, Powell M. Extensive validation of a new rock breakage test. Minerals. 2023;13(12):1506. Disponible en: <https://www.mdpi.com/2075-163X/13/12/1506>

[14] Morrell S. Using the SMC Test ® to Predict Comminution Circuit Performance. Brisbane: SMCC Pty Ltd; 2009. Disponible en: [https://www.smctesting.com/documents/Using\\_the\\_SMC\\_Test.pdf](https://www.smctesting.com/documents/Using_the_SMC_Test.pdf)

[15] Kawatra SK. Froth Flotation – Fundamental Principles [Internet]. Michigan Technological University. Disponible en: [https://www.chem.mtu.edu/chem\\_eng/faculty/kawatra/Flotation\\_Fundamentals.pdf](https://www.chem.mtu.edu/chem_eng/faculty/kawatra/Flotation_Fundamentals.pdf)

[16] Bulatović SM. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice. Vol 1. Elsevier; 2007. Disponible en: <https://zarmesh.com/wp-content/uploads/2021/12/Handbook-of-Flotation-Reagents.pdf>

[17] Wu X, Xie G, Peng Y, Ge L, Ni C. Kinetics of flotation: order of process, rate constant distribution and ultimate recovery [Internet]. China University of Mining and Technology; c.2016. Disponible en: <https://www.journalssystem.com/ppmp/pdf-64612-11102?filename=Kinetics+of+flotation..pdf>

[18] SRK Consulting. Technical Report for Candelaria Copper Mining Complex. Santiago, Chile: SRK Consulting (Chile) SpA; 2023. Informe interno, 185p.

[19] Candelaria Copper Mining Company. Documentación de Modelos de Tratamiento y Recuperación de Cobre y su Conciliación. Informe interno, 2024. 24p.

[20] Yang, B., Tong, X., Lan, Z., Cui, Y. & Xie, X. Influence of the Interaction between Sphalerite and Pyrite on Copper Activation and Flotation Behaviour. Minerals. 2018;8(1):16. Disponible en: <https://www.mdpi.com/2075-163X/8/1/16>

## Anexos

### Anexo A. Caracterización Mineralógica.

#### A.1 Caracterización de Cabezas.

Tabla A.1 Caracterización inicial de cabezas.

ID Muestra	Cu %	Fe %	Ag G/T	Zn %	Co %	Au G/T	S %	CuP (H+) %	Cu(CN) %	Cu Res %	CaO Libre ppm
GMTLED_1_2024	0.41	25.32	<1	0.01	73	0.09	3.17	0.046	0.097	0.251	<0.01
GMTLED_2_2024	0.53	15.66	<1	0.01	46	0.13	3.52	0.040	0.107	0.338	0.20
GMTLED_3_2024	0.36	23.58	<1	0.01	53	0.06	3.54	0.049	0.121	0.174	0.20
GMTLED_4_2024	0.41	21.03	<1	0.01	35	0.06	1.79	0.039	0.092	0.255	0.20
GMTLED_5_2024	0.42	15.75	<1	0.01	50	0.05	3.17	0.056	0.085	0.263	0.39
GMTLED_6_2024	0.32	17.67	<1	0.01	44	0.08	2.66	0.038	0.085	0.181	0.40
GMTCAN_1_2024	0.59	10.19	2	0.27	64	0.14	1.94	0.007	0.024	0.512	0.20
GMTCAN_2_2024	0.56	16.02	<1	0.15	65	0.10	2.12	0.009	0.023	0.512	0.20
GMTCAN_3_2024	0.81	23.58	3	0.02	87	0.16	2.45	0.017	0.03	0.738	0.20
GMTCAN_4_2024	0.82	9.52	<1	0.03	70	0.17	1.59	0.011	0.024	0.666	0.20
GMTCAN_5_2024	0.86	11.88	4	0.03	87	0.19	1.96	0.011	0.031	0.718	0.20
GMTCAN_6_2024	0.61	12.74	1	0.08	85	0.10	3.27	0.009	0.021	0.52	0.19
GMTCAN_7_2024	0.61	25.06	1	0.02	61	0.09	2.3	0.011	0.019	0.559	0.20
GMTBLOM2427	0.64	17.50	2	0.10	50	0.12	1.75	0.059	0.036	0.529	0.20
GMTBLOM2429	0.48	19.06	4	0.43	46	0.10	1.96	0.016	0.038	0.406	0.20
GMTBLOM2431	0.65	12.46	<1	0.01	88	0.15	2.57	0.043	0.049	0.535	0.20
GMTBLOM2432	0.55	12.49	2	0.04	39	0.12	1.25	0.022	0.037	0.489	0.20
GMTBLOM2433	0.52	13.83	3	0.21	98	0.10	2.37	0.045	0.04	0.416	0.20

## A.2 Gravedad específica.

Tabla A.2 Resultados medición gravedad específica.

ID MUESTRA	MASA MUESTRA (g)	MEDICION N° 1 (g/cc)	MEDICION N° 2 (g/cc)	MEDICION N° 3 (g/cc)	PROMEDIO GE (g/cc)
GMTLED_1_2024	101.7	3.46	3.46	3.45	<b>3.46</b>
GMTLED_2_2024	103.1	3.41	3.41	3.41	<b>3.41</b>
GMTLED_3_2024	103.5	3.57	3.57	3.56	<b>3.57</b>
GMTLED_4_2024	103.1	3.42	3.41	3.41	<b>3.41</b>
GMTLED_5_2024	102.6	3.33	3.33	3.33	<b>3.33</b>
GMTLED_6_2024	103.8	3.50	3.50	3.50	<b>3.50</b>
GMTCAN_1_2024	101.9	2.95	2.95	2.95	<b>2.95</b>
GMTCAN_2_2024	102.7	3.09	3.09	3.09	<b>3.09</b>
GMTCAN_3_2024	102.5	3.29	3.29	3.28	<b>3.29</b>
GMTCAN_4_2024	102.2	2.92	2.92	2.92	<b>2.92</b>
GMTCAN_5_2024	103.6	2.99	2.98	2.98	<b>2.98</b>
GMTCAN_6_2024	100.9	3.02	3.02	3.01	<b>3.02</b>
GMTCAN_7_2024	103.4	3.27	3.27	3.26	<b>3.27</b>
GMTBLOM2427	101.7	3.13	3.13	3.13	<b>3.13</b>
GMTBLOM2429	102.0	3.16	3.15	3.14	<b>3.15</b>
GMTBLOM2431	101.6	3.01	3.01	3.00	<b>3.01</b>
GMTBLOM2432	102.3	3.15	3.14	3.14	<b>3.15</b>
GMTBLOM2433	101.7	3.14	3.13	3.13	<b>3.13</b>

## A.3 David Tube Test.

Tabla A.3 Resultados prueba en tubo de Davis.

Muestra	Fe Mag [%]
GMTLED_1	21
GMTLED_2	0
GMTLED_3	14
GMTLED_4	14
GMTLED_5	5
GMTLED_6	8
GMTCAN_1	0
GMTCAN_2	11
GMTCAN_3	18
GMTCAN_4	5
GMTCAN_5	6
GMTCAN_6	5

GMTCAN_7	19
GMTLOM2427	10
GMTLOM2429	14
GMTLOM2431	5
GMTLOM2432	3
GMTLOM2433	4

#### A.4 Test de pH Natural.

Tabla A.4 Resultados medición pH natural.

ID Muestra	pH Medición N°1	pH Medición N°2	pH Promedio
GMTLED_1	8.22	8.28	<b>8.25</b>
GMTLED_2	8.11	8.15	<b>8.13</b>
GMTLED_3	8.17	8.21	<b>8.19</b>
GMTLED_4	8.38	8.37	<b>8.38</b>
GMTLED_5	8.05	8.07	<b>8.06</b>
GMTLED_6	8.42	8.41	<b>8.42</b>
GMTCAN_1	8.47	8.49	<b>8.48</b>
GMTCAN_2	8.32	8.35	<b>8.34</b>
GMTCAN_3	8.70	8.72	<b>8.71</b>
GMTCAN_4	8.71	8.68	<b>8.70</b>
GMTCAN_5	8.61	8.59	<b>8.60</b>
GMTCAN_6	8.13	8.16	<b>8.15</b>
GMTCAN_7	8.24	8.27	<b>8.26</b>
GMTBLOM2427	8.04	8.10	<b>8.07</b>
GMTBLOM2429	8.62	8.63	<b>8.63</b>
GMTBLOM2431	8.16	8.22	<b>8.19</b>
GMTBLOM2432	8.76	8.68	<b>8.72</b>
GMTBLOM2433	8.53	8.55	<b>8.54</b>

#### A.5 TIMA PMA.

Tabla A.5.1 Mineralogía modal compósitos La Española.

Name	GMTLED_1	GMTLED_2	GMTLED_3	GMTLED_4	GMTLED_5	GMTLED_6
Cu Sulphides	0.98	1.26	0.77	0.92	0.96	0.71
Other Cu Minerals	0.01	0.01	0.01	0.02	0.19	0.01
Pyrite	5.98	5.76	6.21	2.51	5.05	4.64
Others Sulphides	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Hard Silicates	54.49	74.69	66.27	62.85	70.85	77.76

Phyllosilicates	4.12	4.05	3.29	9.19	6.15	2.22
Other Silicates	0.02	0.01	0.01	0.01	0.07	0.01
Magnetite-Hematite	32.83	11.88	21.85	22.83	12.60	13.25
Others Oxides	0.24	0.16	0.18	0.16	0.35	0.12
Carbonates	0.50	1.10	0.43	0.94	2.10	0.53
Sulphates and Phosphates	0.83	1.08	0.96	0.56	1.69	0.75
Others	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>Total</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

Tabla A.5.2 Mineralogía modal compósitos Candelaria

Name	GMTCAN_1	GMTCAN_2	GMTCAN_3	GMTCAN_4	GMTCAN_5	GMTCAN_6	GMTCAN_7
Cu Sulphides	1.73	1.71	2.16	2.35	2.60	1.55	1.71
Other Cu Minerals	0.00	0.01	0.00	0.00	0.01	0.01	0.01
Pyrite	2.45	2.68	2.98	1.47	2.07	4.66	2.99
Others Sulphides	0.40	0.29	0.26	0.04	0.34	0.12	0.00
Hard Silicates	47.58	50.90	52.67	60.19	58.12	53.57	49.81
Phyllosilicates	41.52	29.40	14.51	27.84	26.18	29.59	20.36
Other Silicates	0.01	0.05	0.34	0.22	0.36	0.98	0.06
Magnetite-Hematite	5.32	13.80	26.03	7.13	8.77	8.88	23.67
Others Oxides	0.06	0.13	0.44	0.17	0.74	0.09	0.38
Carbonates	0.25	0.47	0.14	0.28	0.41	0.09	0.28
Sulphates and Phosphates	0.66	0.50	0.47	0.29	0.39	0.46	0.72
Others	0.00	0.07	0.00	0.01	0.01	0.00	0.01
<b>Total</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

Tabla A.5.3 Mineralogía modal compósitos Blending.

Name	GMTBLOM242 7	GMTBLOM242 9	GMTBLOM243 1	GMTBLOM243 2	GMTBLOM243 3
Cu Sulphides	1.78	1.43	1.56	1.69	1.27
Other Cu Minerals	0.35	0.01	0.07	0.01	0.43
Pyrite	1.18	2.39	3.64	1.18	3.35
Others Sulphides	0.36	0.84	0	0.01	0.37
Hard Silicates	53.6	57.55	63.26	60.39	60.2
Phyllosilicates	24.65	17.03	21.27	29.49	23.61
Other Silicates	0.14	0.15	0.11	0.05	0.16
Magnetite-Hematite	16.33	19.26	8.19	5.69	7.79
Others Oxides	0.49	0.28	0.21	0.15	0.2
Carbonates	0.11	0.16	0.18	0.87	2.1
Sulphates and Phosphates	1	0.86	1.51	0.48	0.53
Others	0.01	0.05	0.01	0	0
<b>Total</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

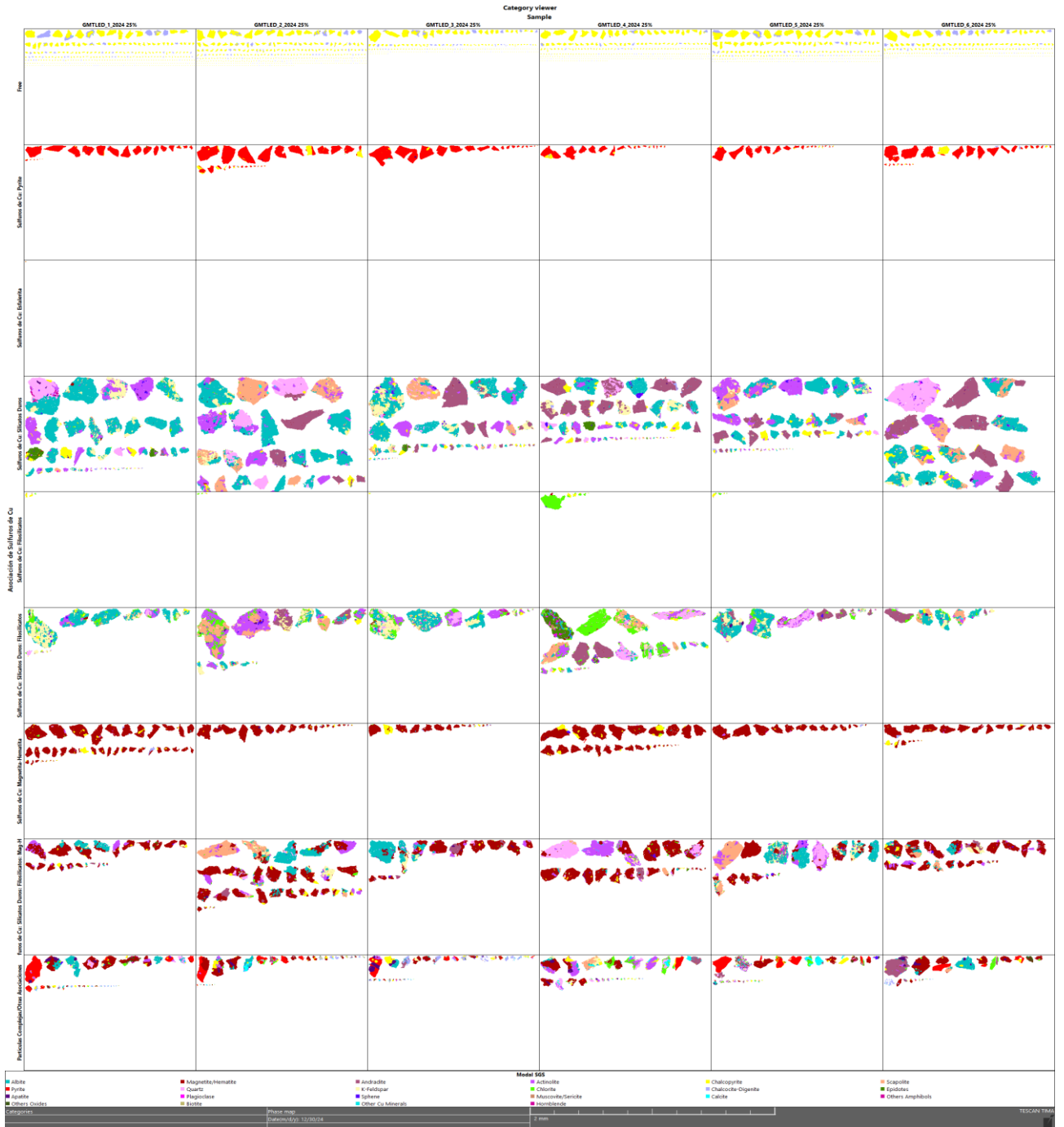


Figura A.5.1 TIMA asociación de sulfuros de Cu compósitos La Española.





Figura A.5.3 TIMA asociación de sulfuros de Cu compósitos Blending.

## A.6 DRX de Arcillas.

Tabla A.6.1 DRX de arcillas compósitos La Española.

	GMTLED_1	GMTLED_2	GMTLED_3	GMTLED_4	GMTLED_5	GMTLED_6
Magnetite	35.33	12.91	23.53	22.65	12.79	12.89
Albite	12.47	7.29	5.00	5.48	7.21	7.39
Amphibole	12.42	9.16	6.63	7.51	11.36	9.56
Quartz	8.28	6.18	8.82	13.51	7.44	3.31
Andradite	5.83	40.72	34.96	27.97	38.52	48.24
Pyrite	5.54	5.99	6.52	3.05	5.26	4.49
Oligoclase	4.39	2.30	3.40	2.85	1.06	1.44
K-Feldspar	4.19	3.56	3.58	3.81	2.66	3.50
Chlorite	2.65	2.57	1.48	5.41	3.10	1.16
Epidote	1.69	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Scapolite	1.52	3.70	1.79	3.42	4.01	4.03
Muscovite	1.52	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Ankerite	1.16	0.37	1.10	1.00	1.33	1.58
Fluorapatite	0.81	0.99	0.71	0.89	0.70	0.70
Montmorillonite	0.62	0.50	1.14	0.47	1.18	0.40
Chalcopyrite	0.52	0.86	0.52	0.78	0.81	0.59
Calcite	0.34	1.41	0.33	0.61	1.39	0.00
Rutile	0.33	0.31	0.29	0.29	0.34	0.35
Chalcocite	0.30	0.32	0.20	0.15	0.12	0.18
Gypsum	0.11	0.46	0.00	0.00	0.73	0.21
Bassanite	0.00	0.39	0.00	0.16	0.00	0.00
	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

Tabla A.6.2 DRX de arcillas compósitos Candelaria.

	GMTCAN_1	GMTCAN_2	GMTCAN_3	GMTCAN_4	GMTCAN_5	GMTCAN_6	GMTCAN_7
K-Feldspar	29.16	20.92	17.11	21.82	18.12	15.91	8.65
Biotite	25.13	21.54	12.34	19.44	21.45	22.48	13.01
Quartz	13.63	13.29	15.01	19.08	17.14	22.61	10.60
Magnetite	8.28	17.95	29.44	9.88	11.01	10.68	27.82
Amphibole	6.91	7.09	7.53	5.71	4.16	3.74	3.45
Chlorite	5.28	5.69	3.75	4.78	4.90	4.65	5.44
Albite	2.39	1.28	0.67	4.94	2.16	3.22	5.45
Pyrite	2.37	2.50	2.81	1.55	2.07	4.96	2.86
Epidote	1.90	1.99	4.65	4.31	1.43	4.29	2.85
Chalcopyrite	1.72	1.68	2.42	2.51	2.58	1.74	1.78
Calcite	0.88	0.60	0.00	0.56	0.50	0.00	0.50
Muscovite	0.80	0.25	0.64	1.30	0.57	0.61	0.89
Montmorillonite	0.75	0.28	0.00	0.69	0.00	0.00	0.44

Rutile	0.42	0.16	0.36	0.38	0.54	0.32	0.37
Sphalerite	0.39	0.21	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Andradite	0.00	0.00	1.19	0.00	0.00	0.00	0.00
Anhydrite	0.00	0.65	0.00	0.00	0.00	0.13	0.00
Cummingtonite	0.00	0.00	0.00	0.00	3.87	0.00	0.00
Fluorapatite	0.00	0.00	0.50	0.00	0.42	0.00	0.00
Gypsum	0.00	0.13	0.00	0.00	0.00	0.11	0.52
Hornblende	0.00	0.00	0.00	0.00	1.31	0.00	0.00
Oligoclase	0.00	3.80	1.59	3.04	7.77	4.56	15.36
	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

Tabla A.6.3 DRX de arcillas compósitos Blending.

	<b>GMTBLOM2427</b>	<b>GMTBLOM2429</b>	<b>GMTBLOM2431</b>	<b>GMTBLOM2432</b>	<b>GMTBLOM2433</b>
Biotite	18.91	12.22	15.49	18.70	13.80
Magnetite	16.80	21.65	8.46	5.35	7.94
Quartz	12.95	12.23	14.60	11.40	8.14
Andradite	12.54	3.85	8.89	27.83	24.27
K-Feldspar	12.29	15.29	18.89	14.50	14.97
Oligoclase	9.74	11.84	8.43	0.00	0.00
Hornblende	4.08	7.92	8.88	6.57	9.12
Chlorite	4.02	3.07	3.31	2.16	7.08
Chalcopyrite	1.96	1.35	1.78	1.81	1.50
Muscovite	1.86	2.18	3.62	2.66	2.00
Epidote	1.64	2.88	2.14	2.08	1.38
Pyrite	1.59	2.30	3.63	1.23	3.07
Montmorillonite	0.48	0.12	0.31	0.22	0.37
Gypsum	0.46	0.00	0.65	0.00	0.00
Rutile	0.28	0.43	0.38	0.33	0.31
Calcite	0.24	0.47	0.54	0.54	0.75
Sphalerite	0.18	0.89	0.00	0.00	0.39
Albite	0.00	0.00	0.00	0.00	3.94
Labradorite	0.00	0.00	0.00	4.62	0.00
Scapolite	0.00	1.30	0.00	0.00	0.98
	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

## Anexo B. Pruebas de Molienda.

### B.1 Test de Bond en Molino de Bolas.

Tabla B.1 Resultados test de Bond en molino de bolas.

ID Muestra	% bajo #corte Alim	P1, um	F80, um	P80, um	Gbp (gr/rev)	BWI (kWh/st)	BWI (kWh/mt)
GMTLED_1	14.83	150	2348	117	1.78	12	13
GMTLED_2	13.26	150	2172	118	1.74	13	14
GMTLED_3	14.07	150	2195	120	1.78	12	14
GMTLED_4	13.80	150	2264	118	1.80	12	13
GMTLED_5	14.82	150	2234	118	1.72	13	14
GMTLED_6	12.07	150	2334	119	1.65	13	15
GMTCAN_1	21.19	150	2053	107	2.26	10	11
GMTCAN_2	18.31	150	2133	107	2.05	10	11
GMTCAN_3	12.34	150	2341	108	1.59	13	14
GMTCAN_4	13.35	150	2138	111	1.57	13	15
GMTCAN_5	15.50	150	2308	102	1.62	12	13
GMTCAN_6	18.03	150	2218	107	1.95	11	12
GMTCAN_7	15.94	150	2215	107	1.87	11	12
GMTBLOM2427	17.32	150	2275	109	1.97	11	12
GMTBLOM2429	14.75	150	2237	112	1.64	13	14
GMTBLOM2431	13.89	150	2232	112	1.44	14	16
GMTBLOM2432	16.27	150	2086	120	1.87	12	13
GMTBLOM2433	15.01	150	2286	117	1.62	13	15

## B.2 Test de Bond en Molino de barras.

Tabla B.2 Resultados test de Bond en molino de barras.

ID Muestra	% bajo #corte Alim	P1, um	F80, um	P80, um	Gbp (gr/rev)	RWI (kWh/st)	RWI (kWh/mt)
GMTLED_1_2024	14.92	1180	11021	882	9.42	12	14
GMTLED_2_2024	16.40	1180	10714	898	9.92	12	14
GMTLED_3_2024	14.38	1180	10907	914	10.99	12	13
GMTLED_4_2024	14.43	1180	11201	885	9.87	12	13
GMTLED_5_2024	15.45	1180	11016	899	10.38	12	13
GMTLED_6_2024	13.46	1180	11229	907	9.28	13	14
GMTCAN_1_2024	14.14	1180	11143	960	11.42	12	13
GMTCAN_2_2024	10.85	1180	11363	918	10.34	12	13
GMTCAN_3_2024	9.14	1180	11437	905	7.26	15	16
GMTCAN_4_2024	11.24	1180	11509	929	8.38	14	15
GMTCAN_5_2024	13.69	1180	10882	926	9.04	13	15
GMTCAN_6_2024	12.03	1180	11410	914	10.03	12	13
GMTCAN_7_2024	10.97	1180	11386	901	8.92	13	14
GMTBLOM2427	12.03	1180	11115	888	9.78	12	13
GMTBLOM2429	11.60	1180	11343	922	8.60	13	15
GMTBLOM2431	11.80	1180	11135	917	7.54	15	16

GMTBLOM2432	14.06	1180	11218	913	11.32	11	12
GMTBLOM2433	12.66	1180	11172	930	9.08	13	14

### B.3 SPI.

Tabla B.3 Resultados test SPI.

ID Muestra	Ci (Crusher Index)	SPI (minutes)
GMTLED_1_2024	15.019	151
GMTLED_2_2024	28.328	131
GMTLED_3_2024	13.432	111
GMTLED_4_2024	22.553	104
GMTLED_5_2024	27.139	88
GMTLED_6_2024	20.182	128
GMTCAN_1_2024	14.134	94
GMTCAN_2_2024	18.265	111
GMTCAN_3_2024	13.846	143
GMTCAN_4_2024	16.145	119
GMTCAN_5_2024	20.278	141
GMTCAN_6_2024	23.245	91
GMTCAN_7_2024	18.648	127
GMTBLOM2427	17.520	91
GMTBLOM2429	15.599	146
GMTBLOM2431	16.964	189
GMTBLOM2432	19.491	94
GMTBLOM2433	15.874	105

### B.4 SMC

Tabla B.4 Resultados Test SMC.

ID Muestra	DWi	DWi	Mia	Mih	Mic	A	b	Axb	sg	ta	SCSE*
	kWh/m3	%	kWh/t	kWh/t	kWh/t						kWh/t
GMTLED_1_2024	10.89	92	25.5	20.8	10.7	80.9	0.34	28	3.04	0.23	12.95
GMTLED_2_2024	6.13	43	14.7	10.7	5.5	58.0	0.93	54	3.32	0.42	9.44
GMTLED_3_2024	7.88	66	17.9	13.7	7.1	67.3	0.63	42	3.35	0.33	10.65
GMTLED_4_2024	8.8	76	19.9	15.6	8.1	69.2	0.54	37	3.28	0.30	11.35
GMTLED_5_2024	7.06	55	16.8	12.6	6.5	57.9	0.80	46	3.25	0.37	10.15
GMTLED_6_2024	7.04	55	16.9	12.6	6.5	59.3	0.77	46	3.23	0.37	10.21
GMTCAN_1_2024	7.91	66	20.7	15.8	8.2	65.6	0.56	37	2.90	0.33	10.76
GMTCAN_2_2024	9.75	85	22.6	18.0	9.3	76.0	0.42	32	3.14	0.26	12.18
GMTCAN_3_2024	12.15	97	26.1	21.7	11.2	84.1	0.32	27	3.24	0.22	13.53

GMTCAN_4_2024	9.09	79	24.1	19.0	9.8	64.2	0.48	31	2.78	0.29	11.40
GMTCAN_5_2024	10.32	89	24.4	19.7	10.2	70.5	0.42	30	3.04	0.25	12.44
GMTCAN_6_2024	8.98	78	23.2	18.2	9.4	72.3	0.44	32	2.86	0.29	11.45
GMTCAN_7_2024	9.99	87	23.0	18.4	9.5	69.0	0.46	32	3.15	0.26	12.23
GMTBLOM2427	9.19	80	23.3	18.4	9.5	70.2	0.45	32	2.90	0.28	11.62
GMTBLOM2429	8.57	74	20.9	16.3	8.4	76.7	0.46	35	3.06	0.30	11.39
GMTBLOM2431	9.63	84	23.9	19.0	9.8	64.8	0.47	30	2.94	0.27	11.97
GMTBLOM2432	5.81	39	15.9	11.4	5.9	61.4	0.83	51	2.96	0.45	9.32
GMTBLOM2433	8.08	68	20.5	15.8	8.1	65.4	0.56	37	2.97	0.32	10.96

## B.5 Índice de Abrasión Ai

Tabla B.5 Resultados test de abrasión.

ID Muestra	Peso inicial paleta, gr	Peso final paleta, gr	Abrasion Index (Ai)
GMTLED_1_2024	94.413	94.209	<b>0.20</b>
GMTLED_2_2024	94.501	94.342	<b>0.16</b>
GMTLED_3_2024	94.209	94.025	<b>0.18</b>
GMTLED_4_2024	94.342	94.191	<b>0.15</b>
GMTLED_5_2024	94.435	94.281	<b>0.15</b>
GMTLED_6_2024	93.751	93.613	<b>0.14</b>
GMTCAN_1_2024	95.111	95.062	<b>0.05</b>
GMTCAN_2_2024	93.018	92.947	<b>0.07</b>
GMTCAN_3_2024	95.062	94.922	<b>0.14</b>
GMTCAN_4_2024	92.947	92.858	<b>0.09</b>
GMTCAN_5_2024	94.840	94.651	<b>0.19</b>
GMTCAN_6_2024	95.976	95.902	<b>0.07</b>
GMTCAN_7_2024	91.936	91.754	<b>0.18</b>
GMTBLOM2427	94.337	94.212	<b>0.13</b>
GMTBLOM2429	94.490	94.315	<b>0.17</b>
GMTBLOM2431	94.315	94.110	<b>0.20</b>
GMTBLOM2432	94.272	94.172	<b>0.10</b>
GMTBLOM2433	94.273	94.170	<b>0.10</b>

## Anexo C. Pruebas de Flotación.

### C.1 Cinética de Molienda para productos de flotación.

Tabla C.1 Resultados cinética de molienda.

Muestra	15% +100#			25% +100#			40% +100#		
	min	seg	Tpo molienda	min	seg	Tpo molienda	min	seg	Tpo molienda
GMTLED_1_2024	21	32	21' 32"	17	26	17' 26"	11	17	11' 17"
GMTLED_2_2024	22	11	22' 11"	18	51	18' 51"	13	51	13' 51"
GMTLED_3_2024	22	41	22' 41"	17	39	17' 39"	12	8	12' 8"
GMTLED_4_2024	23	59	23' 59"	19	39	19' 39"	13	9	13' 9"
GMTLED_5_2024	23	56	23' 56"	19	53	19' 53"	13	48	13' 48"
GMTLED_6_2024	25	40	25' 40"	21	37	21' 37"	15	32	15' 32"
GMTCAN_1_2024	12	6	12' 6"	8	58	8' 58"	6	6	6' 6"
GMTCAN_2_2024	13	59	13' 59"	11	19	11' 19"	8	52	8' 52"
GMTCAN_3_2024	23	10	23' 10"	19	37	19' 37"	14	18	14' 18"
GMTCAN_4_2024	25	46	25' 46"	20	52	20' 52"	13	32	13' 32"
GMTCAN_5_2024	21	46	21' 46"	17	55	17' 55"	12	10	12' 10"
GMTCAN_6_2024	17	52	17' 52"	13	40	13' 40"	9	8	9' 8"
GMTCAN_7_2024	19	8	19' 8"	14	39	14' 39"	9	48	9' 48"
GMTBLOM2427	17	4	17' 4"	12	47	12' 47"	8	17	8' 17"
GMTBLOM2429	22	31	22' 31"	18	23	18' 23"	12	11	12' 11"
GMTBLOM2431	26	2	26' 2"	21	43	21' 43"	15	15	15' 15"
GMTBLOM2432	20	7	20' 7"	15	13	15' 13"	10	0	10' 0"
GMTBLOM2433	22	47	22' 47"	18	44	18' 44"	12	39	12' 39"

## C.2 Cinética de Flotación.

Tabla C.2 Resultados cinética de flotación rougher.

ID Muestra	P80	Conc. 1	Conc. 2	Conc. 3	Conc. 4	Conc. 5	Conc. 6
GMTLED_1_2024	15% +100#	72.15	85.83	88.79	89.18	89.52	89.83
	25% +100#	62.08	79.85	83.80	84.19	84.49	84.85
	40% +100#	40.27	67.66	76.29	76.89	77.41	77.71
GMTLED_2_2024	15% +100#	68.10	80.52	87.16	87.48	87.65	87.83
	25% +100#	60.35	79.13	84.98	85.34	85.68	85.98
	40% +100#	44.71	61.77	75.91	76.95	77.48	77.91
GMTLED_3_2024	15% +100#	60.83	78.45	82.55	82.92	83.38	83.83
	25% +100#	50.19	71.10	77.92	78.60	79.02	79.88
	40% +100#	28.70	61.62	73.05	74.06	74.74	75.55
GMTLED_4_2024	15% +100#	70.53	82.70	85.40	85.91	86.17	86.43
	25% +100#	63.68	79.76	83.05	83.73	84.21	84.54
	40% +100#	42.59	62.01	70.44	72.31	73.05	73.66
GMTLED_5_2024	15% +100#	64.38	77.49	80.00	80.49	80.81	81.10
	25% +100#	59.60	74.26	76.93	77.26	77.55	77.88
	40% +100#	45.90	65.42	70.60	71.32	72.10	72.56
GMTLED_6_2024	15% +100#	65.11	81.29	84.48	84.92	85.22	85.56
	25% +100#	44.81	71.05	75.85	76.38	77.08	77.77
	40% +100#	30.22	62.55	70.89	71.88	72.85	73.95

	15% +100#	75.01	93.02	95.58	95.73	95.95	96.06
GMTCAN_1_2024	25% +100#	70.51	86.60	89.97	90.44	90.63	90.88
	40% +100#	62.26	82.34	86.79	87.54	87.82	88.16
GMTCAN_2_2024	15% +100#	76.56	91.59	94.01	94.33	94.53	94.69
	25% +100#	72.26	87.60	91.72	92.14	92.33	92.53
	40% +100#	63.48	82.84	87.73	88.30	88.57	88.87
GMTCAN_3_2024	15% +100#	63.68	83.77	86.35	86.76	87.08	87.34
	25% +100#	57.60	79.64	82.27	82.73	83.02	83.35
	40% +100#	37.02	69.03	73.88	74.40	74.81	75.30
GMTCAN_4_2024	15% +100#	75.39	91.25	92.93	93.14	93.31	93.47
	25% +100#	70.10	88.50	90.40	90.67	90.86	91.03
	40% +100#	53.37	79.19	83.83	84.65	85.14	85.58
GMTCAN_5_2024	15% +100#	70.51	89.16	91.27	91.79	92.06	92.32
	25% +100#	64.03	78.26	80.89	81.21	81.47	81.72
	40% +100#	49.33	68.13	72.01	72.64	73.23	73.75
GMTCAN_6_2024	15% +100#	79.68	93.10	95.17	95.58	95.78	95.96
	25% +100#	70.86	83.49	90.27	91.82	92.36	92.69
	40% +100#	55.92	71.23	81.84	83.78	84.63	85.18
GMTCAN_7_2024	15% +100#	76.17	93.23	95.93	96.30	96.56	96.72
	25% +100#	76.98	90.39	93.26	93.62	93.80	94.00
	40% +100#	56.96	81.34	87.34	88.00	88.46	88.81
GMTBLOM2427	15%+100#	55.04	74.00	79.59	80.06	80.42	80.42
	25%+100#	46.26	66.33	76.00	76.57	77.01	77.01
	40%+100#	27.25	49.45	62.17	62.78	63.47	63.47
GMTBLOM2429	15%+100#	80.28	91.45	93.89	94.49	94.88	94.88
	25%+100#	73.99	90.47	92.47	92.84	93.10	93.10
	40%+100#	61.63	84.74	87.77	88.22	88.59	88.59
GMTBLOM2431	15%+100#	79.93	89.94	92.64	93.15	93.51	93.51
	25%+100#	76.85	87.79	90.35	90.80	91.17	91.17
	40%+100#	63.14	77.85	83.05	83.61	83.99	83.99
GMTBLOM2432	15%+100#	77.80	88.12	89.92	90.28	90.51	90.51
	25%+100#	69.44	80.10	81.96	82.38	82.68	82.68
	40%+100#	58.03	66.24	68.10	68.50	68.99	68.99
GMTBLOM2433	15%+100#	68.77	81.85	83.96	84.45	84.83	84.83
	25%+100#	57.98	76.39	79.39	79.93	80.38	80.38
	40%+100#	52.98	69.83	73.06	73.65	74.17	74.17

### C.3 Programa de test de ciclo abierto.

Tabla C.3 Resultados programa de test de ciclo abierto.

ID-Muestras	Conc 2°Cln (%)	Conc.1° Cln(%)	Conc. Ro TCA(%)	Rel. Final(%)	Rel. Cln 1°(%)	Conc. Ro. C.R.(%)
Españ LED_1	48.30	80.24	83.70	18.32	3.47	84.85
	LED_2	67.43	78.46	85.94	17.03	7.49

	LED_3	46.41	53.71	81.75	24.12	28.04	79.88
	LED_4	35.11	50.78	79.00	30.51	28.22	84.54
	LED_5	39.14	52.93	73.98	33.45	21.06	77.88
	LED_6	37.42	53.44	77.26	29.50	23.82	77.77
Candelaria	CAN_1	41.72	88.74	90.21	10.45	1.47	90.88
	CAN_2	45.87	90.95	92.27	8.32	1.32	92.53
	CAN_3	68.21	80.00	84.94	17.41	4.94	83.35
	CAN_4	56.79	90.19	92.09	8.71	1.90	91.03
	CAN_5	51.73	87.08	88.40	12.27	1.33	81.72
	CAN_6	56.78	89.21	92.66	8.77	3.45	92.69
	CAN_7	40.37	88.54	92.50	8.76	3.96	94.00
Blending	BLOM27	53.76	78.04	80.62	20.77	2.57	77.01
	BLOM29	54.12	88.16	91.69	9.91	3.53	93.10
	BLOM31	69.32	83.98	90.65	11.86	6.68	91.17
	BLOM32	60.64	86.46	89.08	11.86	2.62	82.68
	BLOM33	63.58	76.98	82.87	19.43	5.89	80.38

## Anexo D. Pruebas de Sedimentación y Reología.

Tabla D.1 Resultados pruebas de Yield Stress.

### D.1 Pruebas de Yield Stress.

ID Muestra	Yield Stress %S1 [Pa]	Yield Stress %S2 [Pa]	Yield Stress %S3 [Pa]	% Solido 1	% Solido 2	% Solido 3
GMTLED_1_2024 T-2	0.865	1.891	3.768	50	55	60
GMTLED_2_2024 T-5	0.237	0.951	1.742	50	55	60
GMTLED_3_2024 T-8	0.814	1.311	3.836	50	55	60
GMTLED_4_2024 T-11	1.325	2.682	5.413	50	55	60
GMTLED_5_2024 T-15	2.210	5.493	11.120	50	55	60
GMTLED_6_2024 T-20	1.145	2.224	3.641	50	55	60
GMTCAN_1_2024 T-23	0.458	0.943	2.211	50	55	60
GMTCAN_2_2024 T-26	0.185	0.333	0.907	50	55	60
GMTCAN_3_2024 T-29	0.105	0.254	0.738	50	55	60
GMTCAN_4_2024 T-32	0.119	0.860	1.193	50	55	60
GMTCAN_5_2024 T-35	0.243	0.314	1.073	50	55	60
GMTCAN_6_2024 T-38	0.323	0.657	1.594	50	55	60
GMTCAN_7_2024 T-41	0.042	0.574	1.129	50	55	60
GMTBLOM2427 T-45	0.993	2.241	5.841	50	55	60
GMTBLOM2429 T-50	0.233	0.333	0.538	50	55	60
GMTBLOM2431 T-53	0.160	0.566	1.317	50	55	60
GMTBLOM2432 T-56	0.172	0.643	1.436	50	55	60
GMTBLOM2433 T-59	0.277	0.629	1.380	50	55	60

## D.2 Pruebas de Viscosidad.

Tabla D.2 Resultados pruebas de viscosidad.

ID Muestra	Viscosidad %S1 [Pa*s]	Viscosidad %S2 [Pa*s]	Viscosidad %S3 [Pa*s]	% Solido 1	% Solido 2	% Solido 3
GMTLED_1_2024 T-2	0.0049	0.0099	0.0157	50	55	60
GMTLED_2_2024 T-5	0.0016	0.0043	0.0126	50	55	60
GMTLED_3_2024 T-8	0.0077	0.0106	0.0189	50	55	60
GMTLED_4_2024 T-11	0.0055	0.0105	0.0207	50	55	60
GMTLED_5_2024 T-15	0.0101	0.0153	0.0215	50	55	60
GMTLED_6_2024 T-20	0.0035	0.0094	0.0151	50	55	60
GMTCAN_1_2024 T-23	0.0037	0.0119	0.0261	50	55	60
GMTCAN_2_2024 T-26	0.0048	0.0066	0.0144	50	55	60
GMTCAN_3_2024 T-29	0.0058	0.0068	0.0107	50	55	60
GMTCAN_4_2024 T-32	0.0075	0.0109	0.0159	50	55	60
GMTCAN_5_2024 T-35	0.0052	0.0087	0.0109	50	55	60
GMTCAN_6_2024 T-38	0.0035	0.0071	0.0125	50	55	60
GMTCAN_7_2024 T-41	0.0059	0.0086	0.0139	50	55	60
GMTBLOM2427 T-45	0.0073	0.0154	0.0218	50	55	60
GMTBLOM2429 T-50	0.0031	0.0051	0.0101	50	55	60
GMTBLOM2431 T-53	0.0054	0.0077	0.0138	50	55	60
GMTBLOM2432 T-56	0.0041	0.0062	0.0162	50	55	60
GMTBLOM2433 T-59	0.0043	0.0072	0.0130	50	55	60

**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**Departamento de Ingeniería Metalúrgica**  
 Hoja Resumen Memoria de Título

**Título:** Evaluación de la respuesta metalúrgica del mineral La Española e incorporación de su efecto al modelo de recuperación, Minera Candelaria.

**Nombre Memorista:** Diego Martín Venegas Jara

<b>Modalidad</b>	Investigación	<b>Profesor(es) Guía (s)</b>
<b>Concepto</b>		
<b>Calificación</b>		
<b>Fecha</b>	17/10/25	
Prof. Froilán Vergara G.		Prof. Luver Echeverry V.
		<b>Ingeniero Supervisor:</b> Susana Bravo Castillo
		<b>Institución:</b> Compañía Contractual Minera Candelaria

**Comisión (Nombre y Firma)**

Prof. Fernando Betancourt C.	Prof. Leopoldo Gutiérrez B.
------------------------------	-----------------------------

**Resumen**

El presente estudio evalúa la respuesta metalúrgica del yacimiento La Española y su impacto en el modelo de recuperación de Minera Candelaria. Se desarrolló una campaña geometalúrgica con compósitos representativos de Candelaria, La Española y mezclas, abarcando caracterización química y mineralógica, pruebas de conminución, flotación y reología. Los resultados evidenciaron que La Española presenta una mineralogía más compleja, con mayor generación de finos y reducción de calcopirita respecto a campañas previas, junto con aparición de calcosina como nuevo portador de cobre. El mineral mostró mayor dureza y abrasividad, reflejadas en una molienda más demandante. En flotación, las recuperaciones rougher fueron de 78-86%, inferiores a Candelaria, atribuibles a asociaciones desfavorables y mayor contenido de cobre soluble. Reológicamente, La Española presentó mayor yield stress y viscosidad a igual %S. El modelo de recuperación ajustado incorporó el efecto de La Española mediante regresión multivariable, alcanzando un MAPE de 3,9%, adecuado para análisis y tendencias generales. Se recomienda ampliar la base de ensayos con muestras más profundas, ajustar el régimen de reactivos y validar el modelo bajo condiciones industriales.